

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DE NUEVAS ALTERNATIVAS
DE EXPLOTACIÓN BAJO TIERRA PARA LA MINA EL UVO ACERIAS PAZ DEL
RIO S.A.

ÁLVARO ANDRÉS PINILLA TORRES

UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA
UPTC
FACULTAD SEDE SECCIONAL SOGAMOSO
INGENIERÍA DE MINAS
SOGAMOSO
2018

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DE NUEVAS ALTERNATIVAS
DE EXPLOTACIÓN BAJO TIERRA PARA LA MINA EL UVO, ACERIAS PAZ DEL
RIO S.A.

Autor:

ÁLVARO ANDRÉS PINILLA TORRES
Cód. 201210579

Trabajo de grado modalidad Monografía presentado como requisito parcial para
obtener el título de Ingeniero de Minas.

DIRECTOR

JAIME WILLIAM JOJOA
Ing. En minas
Especialista en Evaluación De La Educación.

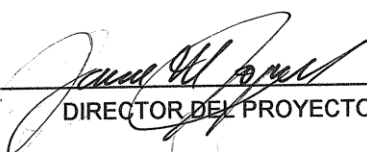
CO- DIRECTOR

LUIS ALEJANDRO BAEZ
Geólogo
Especialista en Geotecnia vial

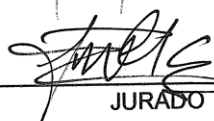
UNIVERSIDAD PEDAGOGICA Y TECNOLOGICA DE COLOMBIA
UPTC
FACULTAD SEDE SECCIONAL SOGAMOSO
INGENIERÍA DE MINAS
SOGAMOSO
2018

Nota de aceptación


DIRECTOR DE ESCUELA


DIRECTOR DEL PROYECTO


JURADO


JURADO

Sogamoso. Agosto de 2018

“LA AUTORIDAD CIENTÍFICA DE LA SEDE SECCIONAL SOGAMOSO, RESIDE
EN LA MISMA, POR LO TANTO, NO RESPONDE DE LAS OPINIONES
EXPRESADAS EN ESTE PROYECTO”

SE AUTORIZA LA REPRODUCCIÓN INDICANDO SU ORIGEN

DEDICATORIA.

Un especial agradecimiento por su incondicional respaldo en mi vida a mi padre Miguel Pinilla, mi madre Zoraida Torres y mi hermano Miguel F. Pinilla. A la empresa Acerías Paz del Río agradezco el brindarme la primera oportunidad laboral en la industria minera y a la U.P.T.C por ser el centro académico que me permitió formarme como ingeniero de minas.

OBJETIVOS

OBJETIVO GENERAL

Realizar la evaluación geomecánica para el diseño de nuevas alternativas de explotación bajo tierra para la mina el Uvo, en las zonas 71 T Y 73 C, propiedad de la empresa Minas Paz Del Rio S.A.

OBJETIVOS ESPECIFICOS

Evaluar las condiciones geológicas regionales y locales de la mina y del yacimiento de mineral de hierro.

Determinar reservas mineras del banco de mineral de hierro para las zonas de implementación de los métodos.

Determinar las propiedades geomecánicas del macizo rocoso sobre el cual se plantea realizar la explotación.

Realizar la caracterización geotécnica de los sectores a implementar las alternativas de explotación.

Establecer una Evaluación comparativa entre los resultados obtenidos del estudio de caracterización geotécnica de la mina el Uvo por John T. Boyd y los datos de campo recolectados.

Realizar el diseño geométrico de los métodos de explotación subterránea mediante software Surpac de la compañía Geovia, destacando labores de desarrollo, preparación y explotación.

Definir las secciones óptimas para los métodos propuestos.

Establecer los Factores de seguridad de los métodos.

Identificar las ventajas y desventajas de cada método.

Analizar los costos e inversiones a realizar en el proyecto y determinar los índices de rentabilidad económica (TIR Y VPN) con que se llevara a cabo las nuevas alternativas de explotación subterránea.

CONTENIDO

	Pág.
1.GENERALIDADES	19
1.1 LOCALIZACIÓN	19
1.1.1 Vías de acceso	20
1.2 RESEÑA HISTORICA	20
1.3 MARCO LEGAL	22
1.4 DESCRIPCIÓN OPERACIONAL DE LA MINA EL UVO	23
1.4.1 Perforación y voladura	23
1.4.2 Desabombe	24
1.4.3 Sostenimiento	25
1.4.4 Descargue	25
2.GEOLOGÍA	26
2.1 GEOLOGÍA LOCAL	30
2.2 GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO	30
2.4 CÁLCULO DE RESERVAS	34
3.MECÁNICA DE ROCAS	38
3.1 PROPIEDADES FÍSICAS	38
3.2 PROPIEDADES MECÁNICAS	38
3.3 CLASIFICACIÓN MACIZO ROCOSO	43
3.3.1 Análisis de discontinuidades	43
3.3.2 Clasificación geomecánica	57
3.4 ANÁLISIS GEOTÉCNICO	64
3.4.1 Determinación esfuerzos	66
3.4.2 Estabilidad de la excavación	83
3.4.3 Evaluación comparativa, estudio geomecánico realizado por la compañía John T. Boyd para la mina el Uvo y los datos recolectados en campo para determinación de aplicabilidad	94
4. MÉTODOS ACTUALES DE EXPLOTACION MINA EL UVO	97
4.1 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS LARGAS Y PILARES	97

4.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR TAMBORES PARALELOS	98
5. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN PROPUESTOS	100
5.1 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CÁMARAS LARGAS	100
5.1.1 Diseño minero subterráneo.	101
5.1.2 Dimensionamiento labores	103
5.1.3 Determinación factor de seguridad	106
5.1.4 Maquinaria, equipos e insumos requeridos	110
5.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TAMBORES PARALELOS Y SUBNIVELES	115
5.2.1 Diseño minero subterráneo	115
5.2.2 Dimensionamiento labores	118
5.2.3 Determinación factor de seguridad	120
5.2.4 Maquinaria, equipos e insumos requeridos	123
6. EVALUACIÓN ECONÓMICA	130
6.2 PROYECCIÓN COSTOS DE EXPLOTACIÓN	130
6.2.1 Costos por mano de obra	130
6.2.2 Costos insumos necesarios explotación	131
6.2.3 Costos maquinaria	132
6.2.4 Costos legales	132
6.3 VALOR PRESENTE NETO Y TIR	133
7. CONCLUSIONES	134
8. RECOMENDACIONES	136
9. BIBLIOGRAFÍA	137
10. ANEXOS	139

LISTA DE CUADROS

	Pág.
Cuadro 1. Coordenadas, mina el Uvo.	19
Cuadro 2. Varillas desabombe, mina el Uvo.	25
Cuadro 3. Delimitación de la zona 71T.	34
Cuadro 4. Delimitación de la zona 73C.	35
Cuadro 5. Reporte volumen zona 71T.	36
Cuadro 6. Reporte volumen zona 73C.	37
Cuadro 7. Propiedades físicas.	38
Cuadro 8. Ensayo corte directo mineral de hierro.	42
Cuadro 9. Propiedades mecánicas.	43
Cuadro 10. Familia discontinuidades, Sexto Nivel.	45
Cuadro 11. Familia discontinuidades, Séptimo Nivel.	53
Cuadro 12. Clasificación geomecánica RMR Sexto Nivel - (Bieniawski 1989).	61
Cuadro 13. Clasificación geomecánica RMR Séptimo Nivel (Bieniawski 1989).	62
Cuadro 14. Puntaje, dirección, inclinación de discontinuidad respecto al eje del túnel.	63
Cuadro 15. Valoración final por corrección.	63
Cuadro 16. Orientación y Plunge de Esfuerzos Tectónicos - Sexto Nivel Inferior.	69
Cuadro 17. Información estructural FF.DD 2 y 3 - Sexto Nivel.	69
Cuadro 18. Resultados comparativos - esfuerzos tectónicos por método numérico y método estereográfico Sexto Nivel Inferior.	73
Cuadro 19. Orientación y Plunge de Esfuerzos Tectónicos - Séptimo Nivel Inferior.	76
Cuadro 20. Información estructural FF.DD 1 y 2 - Séptimo Nivel.	76
Cuadro 21. Resultados comparativos - esfuerzos tectónicos por método numérico y método estereográfico Séptimo Nivel Inferior.	81
Cuadro 22. Valor constante K_0 , Zona 71T.	86
Cuadro 23. Valor constante K_0 , Zona 73C.	91
Cuadro 24. Parámetros Hoek y Brown.	96
Cuadro 25. Parámetros Hoek y Brown, empresa John T.Boyd.	96
Cuadro 26. Aspectos voladura, perforador Jumbo.	110
Cuadro 27. Explosivos utilizados método explotación cámaras largas.	110
Cuadro 28. Explosivos cámaras largas.	111
Cuadro 29. Consumos explosivos por voladura perforador jumbo, método cámaras largas.	111
Cuadro 30. Aspectos voladura, perforación manual.	111
Cuadro 31. Explosivos utilizados perforación manual, método explotación cámaras largas.	112
Cuadro 32. Explosivos nivel, sobreguías y cruzadas, método cámaras largas	112

Cuadro 33. Consumos explosivos por voladura perforación manual, método cámaras largas.	112
Cuadro 34. Ventajas y desventajas método cámaras largas.	114
Cuadro 35. Aspectos voladura, perforación Jumbo.	124
Cuadro 36. Explosivos utilizados perforador jumbo, método explotación Tambores paralelos y subniveles.	124
Cuadro 37. Explosivos niveles, subniveles y vías, método tambores paralelos y subniveles.	125
Cuadro 38. Consumos explosivos por voladura perforador jumbo, método tambores paralelos y subniveles.	125
Cuadro 39. Aspectos voladura, perforación manual.	125
Cuadro 40. Explosivos utilizados perforación manual, método de explotación Tambores paralelos y subniveles.	125
Cuadro 41. Explosivos tambores paralelos.	126
Cuadro 42. Consumo explosivo por voladura perforación manual, método tambores paralelos y subniveles.	126
Cuadro 43. Consumo pernos y accesorios por voladura método cámaras largas.	127
Cuadro 44. Consumo pernos y accesorios por voladura, Tambores paralelos y subniveles.	127
Cuadro 45. Ventiladores auxiliares mina el uvo.	128
Cuadro 46. Ventajas y desventajas, método tambores paralelos y subniveles.	129
Cuadro 47. Costos promedio mano de obra métodos de explotación.	130
Cuadro 48. Costo unitario explosivo y accesorios en pesos.	131
Cuadro 49. Costo y consumo explosivos - accesorios.	131
Cuadro 50. Costo y consumo pernos - accesorios.	131
Cuadro 51. Costos mina el Uvo.	132
Cuadro 52. Depreciación Jumbo S1D.	132
Cuadro 53. Valor presente neto y utilidades mes.	133
Cuadro 54. Tasa interna de retorno.	133
Cuadro 55. Datos probeta.	139
Cuadro 56. Resultados ensayo uno, compresión simple.	139
Cuadro 57. Datos probeta dos.	141
Cuadro 58. Resultados ensayo dos, compresión simple.	141
Cuadro 59. Datos probeta tres.	142
Cuadro 60. Resultados ensayo tres, compresión simple.	142
Cuadro 61. Tracción indirecta mineral de hierro, ensayo uno.	144
Cuadro 62. Tracción indirecta mineral de hierro, ensayo dos.	151
Cuadro 63. Tracción indirecta mineral de hierro, ensayo tres.	156
Cuadro 64. Datos estructurales Sexto Nivel inferior.	162
Cuadro 65. Datos estructurales Séptimo Nivel inferior.	163
Cuadro 66. Amortización Jumbo S1D.	164

LISTA DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Ubicación mina de hierro el Uvo.	19
Figura 2. Ciclo operacional - Mina el Uvo.	23
Figura 3. Columna estratigráfica de la región de Paz del Río.	29
Figura 4. Plano geológico Mina el Uvo.	31
Figura 5. Columna estratigráfica del yacimiento de hierro Mina el Uvo.	32
Figura 6. Modelo geológico.	33
Figura 7. Localización de las Zonas de Explotación 73C y 71T.	35
Figura 8. Sólido Zona 71T.	36
Figura 9. Sólido Zona 73C.	37
Figura 10. Ensayo corte directo, esfuerzo cortante vs esfuerzo normal.	42
Figura 11. Puntos de control para el levantamiento de datos estructurales.	44
Figura 12. Planos, Familia discontinuidades Sexto Nivel.	44
Figura 13. Cuñas Sexto Nivel.	45
Figura 14. Condiciones estables para la cuña.	46
Figura 15. Análisis de estabilidad, cuñas Sexto Nivel.	46
Figura 16. Orientación planos discontinuidades Sexto Nivel.	47
Figura 17. Cuña 1 - Sexto Nivel (intersección F.D 1,3 y Estratificación).	48
Figura 18. Cuña 2, Sexto Nivel intersección F.D 2,3 y Estratificación.	49
Figura 19. Cuña 3, Sexto Nivel intersección F.D 1,2 y Estratificación.	50
Figura 20. Cuña 4, Sexto Nivel intersección F.D 1,2,3.	51
Figura 21. Bloque diagrama Sexto Nivel.	52
Figura 22. Representación estereográfica discontinuidades Séptimo Nivel.	53
Figura 23. Cuña Séptimo Nivel.	54
Figura 24. Análisis de estabilidad, cuñas Séptimo Nivel.	54
Figura 25. Orientación planos discontinuidades Séptimo Nivel.	55
Figura 26. Cuña Séptimo Nivel, intersección F.D 1,2 y plano de Estratificación.	56
Figura 27. Bloque diagrama Séptimo Nivel.	57
Figura 28. Sectorización geomecánica basada en el RMR, Sexto y Séptimo Nivel.	64
Figura 29. Modelo de fracturamiento de Anderson.	65
Figura 30. Orientación de esfuerzos tectónicos, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 4 (estratificación) y plano f.d 1.	66
Figura 31. Orientación esfuerzos principales, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 4 (estratificación) y plano f.d 2.	67
Figura 32. Orientación esfuerzos principales, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 4 (estratificación) y plano f.d 3.	67

Figura 33. Análisis de esfuerzos tectónicos, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 2 y plano f.d 3.	68
Figura 34. Relaciones trigonométricas del vector de Intersección vs con los ejes coordenados “x”, “y” y “z”.	71
Figura 35. Orientación Preferencial, labores mineras Sexto Nivel.	74
Figura 36. Orientación esfuerzos tectónicos residuales Sexto Nivel.	74
Figura 37. Orientación esfuerzos principales, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 3 (estratificación) y plano f.d 1.	75
Figura 38. Orientación esfuerzos principales, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 3 (estratificación) y plano f.d 2.	75
Figura 39. Orientación esfuerzos tectónicos principales, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 1 y plano f.d 2.	76
Figura 40. Relaciones trigonométricas del vector de Intersección vs con los ejes coordenados “x”, “y” y “z”.	78
Figura 41. Orientación Preferencial, labores mineras Séptimo Nivel.	81
Figura 42. Orientación esfuerzos tectónicos residuales Séptimo Nivel.	82
Figura 43. Modelo de elevación, mina de hierro el Uvo.	82
Figura 44. Modelo de elevación, zona 71t y 73c, mina de hierro el Uvo.	83
Figura 45. Profundidad labores, zona 73C, mina de hierro el Uvo.	84
Figura 46. Gráfica esfuerzo principal mayor vs esfuerzo principal menor, arcillolita zona 73C.	85
Figura 47. Perfil Nivel, zona 73 C.	86
Figura 48. Esfuerzos alrededor de la excavación σ_1 y σ_3 , zona 73C	87
Figura 49. Esfuerzo σ_1 , Zona 73C.	87
Figura 50. Deformación excavación Esfuerzo σ_1 , Zona 73C.	88
Figura 51. Esfuerzo σ_3 , Zona 73C.	88
Figura 52. Profundidad labores, zona 71T, mina de hierro el Uvo.	89
Figura 53. Gráfica esfuerzos principales mayor vs esfuerzo principal menor, arcillolita zona 71T.	90
Figura 54. Esfuerzos alrededor de la excavación σ_1 y σ_3 , zona 71T.	91
Figura 55. Deformación excavación Esfuerzo σ_1 , Zona 73C.	92
Figura 56. Esfuerzo σ_3 , Zona 71T.	92
Figura 57. Esfuerzo σ_3 , Zona 71T.	93
Figura 58. Esfuerzos promedio.	93
Figura 59. Esfuerzos principales y esfuerzo cortante vs esfuerzo normal, arcillolita.	94
Figura 60. Esfuerzos principales y esfuerzo cortante vs esfuerzo normal, hierro.	95
Figura 61. Esfuerzos principales y esfuerzo cortante vs esfuerzo normal, limolita.	95
Figura 62. Método de explotación cámaras largas y pilares.	97
Figura 63. Método de explotación tambores paralelos.	98

Figura 64. Zonas de implementación, métodos de explotación actuales mina de hierro el Uvo.	99
Figura 65. Diseño y localización método de explotación cámaras largas, zona 73C.	101
Figura 66. Método cámaras largas, Labores de desarrollo, preparación y explotación.	102
Figura 67. Labores, método de explotación cámaras largas.	102
Figura 68. Geometría machón de protección, método de explotación cámaras largas.	103
Figura 69. Esquema método de explotación cámaras largas.	103
Figura 70. Sección cámaras largas, perfil de la labor delimitada por estructural de piso.	104
Figura 71. Sección cámaras largas, perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo.	104
Figura 72. Sección cámaras largas, perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo Software Surpac.	105
Figura 73. Sección cruzada, perfil de la labor delimitada por estructural de piso.	105
Figura 74. Perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo.	105
Figura 75. Sección niveles y sobre-guía, perfil de la labor delimitada por estructural de piso.	106
Figura 76. Perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo.	106
Figura 77. Esfuerzos en pilares, cámaras largas Phase 2.	107
Figura 78. Barrenos cuele y ayudantes, perforador Jumbo.	110
Figura 79. Barrenos cuele perforadora manual.	112
Figura 80. Perforadora manual.	113
Figura 81. Perforador Jumbo.	113
Figura 82. Cargador bajo perfil.	113
Figura 83. Scaler paus.	114
Figura 84. Diseño y localización método de explotación tambores paralelos y subniveles, zona 71T.	116
Figura 85. Método tambores paralelos y subniveles, Labores de desarrollo, preparación y explotación.	116
Figura 86. Labores, método de explotación tambores paralelos y subniveles.	117
Figura 87. Esquema método de explotación tambores paralelos y subniveles.	117
Figura 88. Sección Niveles y subniveles, perfil de la labor delimitada por estructural de piso.	118
Figura 89. Perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo.	118
Figura 90. Sección Vías, perfil de la labor delimitada por estructural de piso.	119
Figura 91. Perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo.	119
Figura 92. Sección tambores paralelos, perfil de la labor delimitada por estructural de piso.	120
Figura 93. Perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo.	120

Figura 94. Esfuerzos en pilares, Tambores paralelos Phase2.	121
Figura 95. Barrenos cuele y ayudantes perforación Jumbo.	124
Figura 96. Esquema pernado, labores con ancho de seis metros.	126
Figura 97. Esquema pernado, labores con ancho de cinco metros.	127
Figura 98. Disposición pernos Tambores paralelos.	128
Figura 99. Ventilador korfmann e inav, mina de hierro el Uvo.	128
Figura 100. Modelo de ventilación actual mina de hierro el Uvo.	129

LISTA DE GRÁFICAS.

	Pág.
Gráfica 1. Ensayo UCS.	39
Gráfica 2. Ensayo de tracción indirecta, esfuerzo vs deformación.	40
Gráfica 3. Ensayo tracción indirecta, esfuerzo vs deformación, máxima.	41

ANEXOS

	Pág.
Anexo 1. Plano ubicación alternativas métodos de explotación zona 71T y 73C.	
Anexo 2. Plano Geológico local, mina de hierro el Uvo.	
Anexo 3. Ensayos compresión simple mineral de hierro.	139
Anexo 4. Ensayos tracción indirecta mineral de hierro.	144
Anexo 5. Datos estructurales, Sexto y Séptimo Nivel.	162
Anexo 6. Amortización, compra Jumbo S1D.	164

RESUMEN

La industria minera tiene como objetivos la optimización y seguridad de los procesos que se involucran en la realización de una operación, procesos ligados a aspectos económicos, rentables y competitivos. La empresa Acerías Paz del Río cumple papel fundamental en el mercado del acero colombiano y para esto cuenta con la operación que se encarga de la extracción del mineral de hierro en la mina el Uvo. Este trabajo abarca la evaluación geomecánica de la zona 73C y 71T del banco de mineral de hierro teniendo en cuenta la variabilidad de los materiales y los aspectos estructurales presentes en el área de estudio con relación a los túneles del Sexto y Séptimo Nivel Inferior con el fin de determinar las alternativas en cuanto a métodos de explotación para las zonas ya mencionadas cumpliendo los aspectos técnicos y operacionales requeridos por la empresa Acerías Paz del Río.

INTRODUCCIÓN

El desarrollo de nuevos métodos de explotación subterráneos o modificaciones a los ya establecidos brindan a la industria minera la oportunidad de potenciar sus actividades teniendo en cuenta las limitaciones geológicas y geomorfológicas particulares de cada zona. La mina de hierro el Uvo de la empresa Acerías Paz del Río cuenta con una operación rentable en la extracción del mineral y presenta particularidades geológicas que afectan al yacimiento. Zonas con elevados buzamientos en los flancos del banco de mineral de hierro generan dificultades en el desarrollo de las labores mineras. Por tal motivo este trabajo se enfoca en brindar a dichas zonas, alternativas en cuanto a métodos de explotación que garanticen la rentabilidad de la operación evaluando aspectos geotécnicos de cada zona.

1. GENERALIDADES

1.1 LOCALIZACIÓN

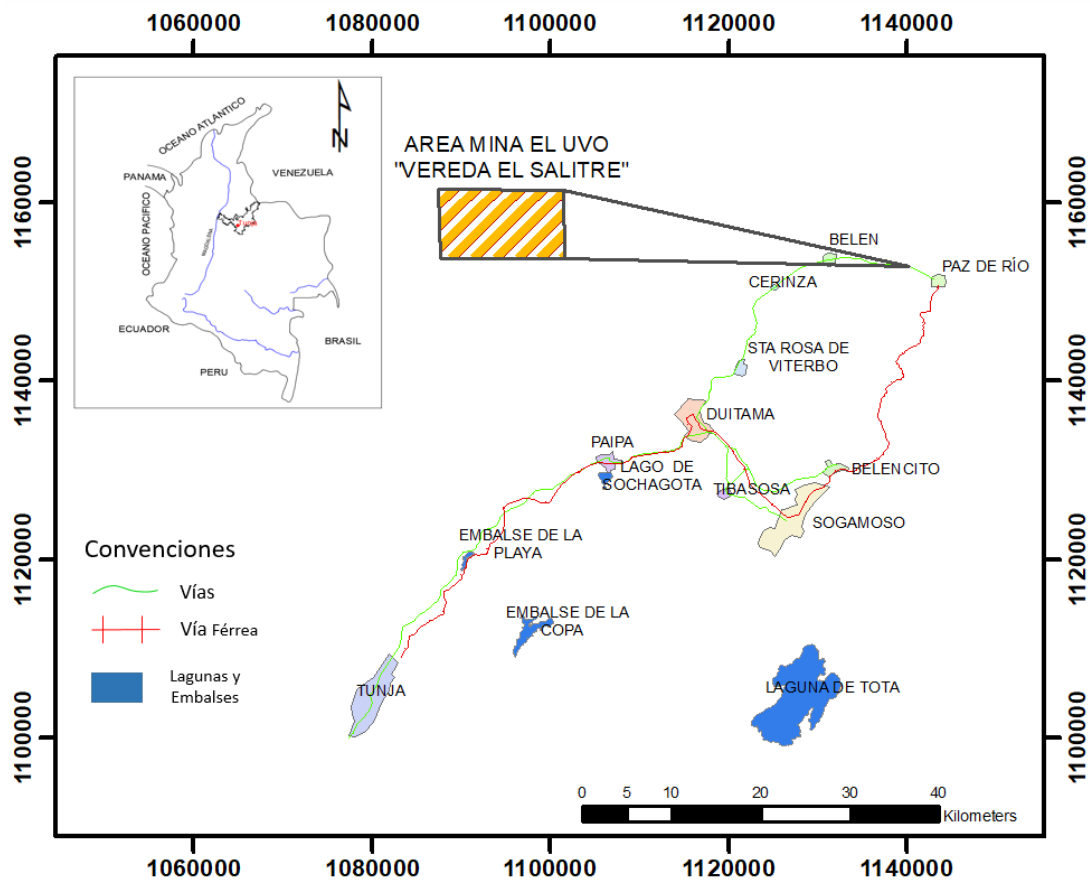
La mina de hierro bajo tierra el Uvo que pertenece a la empresa Acerías Paz del Río – Votorantim se encuentra localizada en la vereda El Salitre, municipio de Paz de Río (Boyacá) a 5 kilómetros de la cabecera municipal. A la mina se accede por la vía que de Paz de Río conduce a Duitama (ver figura 1). La zona de estudio tiene un área aproximada de 16 km² y está limitada por las coordenadas que se indican en el cuadro 1.

Cuadro 1. Coordenadas, mina el Uvo.

COORDENADA X	COORDENADA Y
1.146.000	1.155.000
1.150.000	1.159.000

Fuente: Acerías Paz del Río – PTI.

Figura 1. Ubicación mina de hierro el Uvo.



Fuente: Acerías Paz del Río.

1.1.1 Vías de acceso. La mina bajo tierra el Uvo cuenta con dos vías de acceso principales a sus instalaciones ubicadas en la vereda El Salitre. La primera vía es la que de Duitama conduce a Paz de Río, la segunda vía es la que comunica a Sogamoso con Paz del Río pasando por los municipios de Tasco, Corrales, y Tópaga. La mina cuenta con una vía férrea para el transporte del mineral, esta comprende la zona del Ferrocarril Belencito - Paz del Río.

1.2 RESEÑA HISTORICA

Uno de los hechos de industrialización más destacados en Colombia durante el siglo XX es la construcción y puesta en marcha de la empresa Siderúrgica de Paz del Río. Esto implicó un cambio importante en los modos de vida de una extensa población, relacionados tanto en los aspectos económicos como en los que conciernen a la vida cotidiana.

La antigua Siderúrgica Nacional de Paz del Río, hoy Acerías Paz del Río - Votorantim se ubica en el departamento de Boyacá al oriente del país. Su extensión comprende territorios en varios municipios que van de sur a norte por, Nobsa, Corrales, Tasco, Socha y Paz del Río, los cuales se ubican principalmente en el occidente de la cuenca alta del Río Chicamocha. Pero, ¿cómo nace la “Hacienda Belencito” y la Industria Siderúrgica de Paz de Río?

En su trabajo de grado, Mayorga¹ realiza una reseña histórica de la Siderúrgica Nacional de Paz del Río así para el año 1940 bajo el gobierno de Eduardo Santos Montejó, se crea el Instituto de Fomento Territorial (IFI), que tendría entre uno de sus objetivos estudiar y fomentar el desarrollo de la industria siderúrgica en el país, ya que se consideraba que debía ser una de las industrias básicas. Entre los años 1940 y 1942 se desarrollaron múltiples estudios por parte de un equipo integrado por profesionales locales y varios consultores extranjeros de gran renombre – como la Casa H. A. Brassert and Co. y el Geólogo Lucien Eaton. Estudios en yacimientos de hierro llevados a cabo en el país principalmente en la región de Cundinamarca, y las primeras exploraciones en los municipios de Pacho, La Pradera, La Calera, Guasca, Nemocón y los municipios de Cerro del Imán en Tolima, Espíritu Santo en Sevilla Magdalena y La Plata en el Huila no dieron resultados satisfactorios.

En ese mismo año el Ingeniero Olimpo Gallo entrega al departamento técnico del IFI, un informe sobre el yacimiento ubicado en el municipio de Paz del Río. Luego, una comisión de ingenieros del IFI conformada por Benjamín Alvarado y Vicente Suárez emitirían el 17 de septiembre de 1942 un informe sobre los yacimientos de Paz del Río, conocido como “Los Yacimientos de Hierro en La Paz”. El trabajo de

¹ MAYORGA, Gina Milena. La ciudadela industrial en la planta siderúrgica de Belencito. Bogotá D.C.: Universidad Nacional de Colombia. Facultad de Artes. 2015, p 93 - 111.

exploración se hizo con ayuda del Servicio Geológico Nacional, y después de estudios completos que incluyeron no sólo aspectos geológicos, sino cuidadosos sondeos por medio de taladros, apiques, socavones, y más 3.000 análisis químicos practicados en el laboratorio de Belencito se llegó a la conclusión que los yacimientos de Paz del Río tenían reservas suficientes para justificar una prospección económica. Con la búsqueda de recursos minerales fundamentales para el proceso siderúrgico y demás materias primas, se empezaron a realizar en el año de 1944 estudios a las reservas de calizas. Después entre los años 1945 y 1946 se realizan estudios en las reservas de carbón de los municipios de Paz del Río (Vereda La Chapa) y en Sogamoso, obteniendo de igual forma el visto bueno por parte de Benjamín Alvarado y Vicente Suárez Hoyos.

El recurso hídrico que era uno de los principales insumos para la puesta en marcha de la siderúrgica, necesito de estudios técnicos para la captación de agua de los ríos de Gámeza, El Chiticuy y el Chicamocha. Este estudio se adjudicó a la firma americana Tipton, con la revisión y análisis de los datos obtenidos la firma Tipton aconsejó construir un acueducto que partiera del Lago de Tota hasta la planta en Belencito. Este embalse natural suministra el agua suficiente para los procesos actuales de la siderúrgica y para futuros desarrollos en la misma.

A los estudios geológicos del territorio le siguieron los estudios técnicos para definir la magnitud y tipo de empresa siderúrgica, esto en el periodo de 1944 a 1950. Estos abarcaron requerimientos técnicos de estudios de mercados en base a las estadísticas de importación de materiales extranjeros de hierro y acero por un periodo de 10 años, determinando así los productos de mayor consumo local. A su vez se evaluaron la insuficiencia de insumos de acero a la que se vio sometida el país producto de la segunda guerra mundial y se tuvo en cuenta también la demanda interna de acero en el país.

Además de los complejos y detallados estudios técnicos un factor que ayudaría a determinar no solo la forma de la siderúrgica y quienes se encargarían de su construcción, sería el tema financiero. Éste adquirió una gran importancia desde el momento en que la empresa siderúrgica se separa del IFI y busca por si misma el financiamiento para su construcción.

El 3 de enero de 1948 en reunión presidencial se nombran los grupos de trabajo responsables de lograr la financiación del proyecto de la siderúrgica a través de bonos emitidos por el Banco de la Republica. Con el fin de lograr una doble entrada económica el estado realiza un aporte y por otra parte se busca el crédito extranjero.

Paz del Río nace como sociedad anónima el 17 de septiembre de 1948 bajo escritura pública 4.410 de la notaria cuarta de Bogotá. Para el 25 de abril de 1949 se formaliza la venta del Instituto de Fomento Industrial a la Siderúrgica Nacional de Paz del Río S.A como parte del acto de protocolización de la empresa, bajo la

escritura pública 721 del 25 de abril de 1949 de la notaria séptima. En este mismo año se le pide de manera oficial al Ingeniero químico Roberto Jaramillo Ferro también accionista de la Siderúrgica el Muña que sea el gerente de la Siderúrgica Paz del Río, teniendo como base el ya aprobado plan Koppers. Richards, representante del banco de París y de los Países Bajos fue quien lideró la propuesta del grupo francés para la financiación hacia la empresa siderúrgica de paz del río y ofreció en nombre del Banco de París un crédito adicional de 5 millones, concretando finalmente un financiamiento por el monto de 30 millones de dólares.

Así el 16 de febrero de 1951 en Cleveland se adjudican los equipos de montaje de las plantas. Este mismo año se inician las obras de ingeniería en Belencito y en Paz del Río, también se firman los contratos de maquinaria y equipos con las fabricas francesas.

Los estudios de movilidad y obras fueron desarrollados por el Ministerio de Obras Públicas en asocio con la siderúrgica. Tras 10 meses de estudios y pruebas se determinó que el trayecto debía desarrollarse vía fluvial desde el Puerto de Barranquilla hasta Puerto Agudelo y de allí vía terrestre por la ruta del Carare hasta Belencito. Finalmente, la vía férrea inicio su construcción entre los municipios de Belencito a Paz del Río.

Con el fin de acelerar la puesta en marcha de la siderúrgica, las presidencias de la República en cabeza del General Rojas Pinilla en conjunto con la Gobernación de Boyacá definieron estrategias por medio de políticas de exención de impuestos para las demás industrias. Es así como en 1954 se inauguró la Siderúrgica Nacional de Paz del Río.

En la actualidad la empresa pertenece al grupo brasileño Votorantim quien en el año 2007 por medio de subasta pública se hizo acreedor de más del 50% de las acciones de la empresa. Tras una fuerte puja el grupo brasileño adquiere dichas acciones convirtiendo a Belencito en una nueva extensión de la unidad Votorantim Metais. Un año después el 14 de marzo de 2008 Votorantim aumenta su participación en 20,57% adicional, pasando de 52,1% a 72,67% mediante oferta pública de adquisición de acciones formalizada en la bolsa de valores.

1.3 MARCO LEGAL

En Colombia está establecido constitucionalmente la propiedad de los recursos no renovables por parte del estado. Esto hace que toda actividad enfocada al aprovechamiento de estos recursos requiera un permiso especial que funciona a manera de contrato. Dicho de otra manera, el estado permite la explotación de dichos recursos solamente si el explotador minero se compromete a pagar contra prestaciones económicas por el derecho y cumple con los requerimientos que las

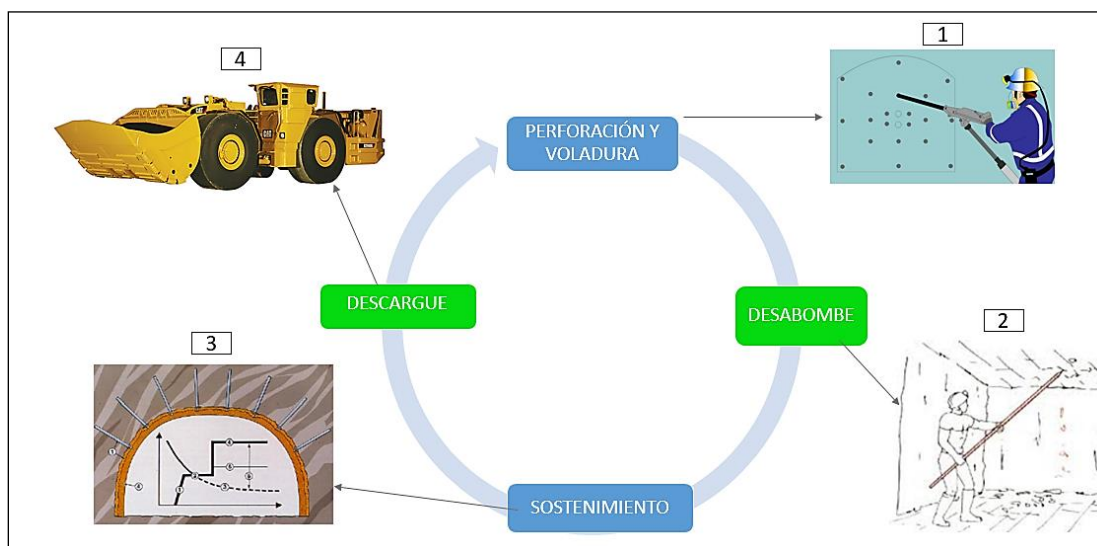
autoridades mineras y ambientales crean necesarios. Además de comprometerse a varias obligaciones de orden ambiental, minero, social y legal.

El decreto Ley 685 de 2001, conocido como el Código Minero Colombiano es la ley vigente que instaura los derechos y deberes bajo los cuales las personas naturales o jurídicas, nacionales o extranjeras, deben acogerse para el aprovechamiento racional de los recursos. Por tanto, minas Paz del Río se acoge bajo el marco legal de aprovechar técnica y racionalmente las reservas mineras dentro del área de contrato en virtud de aporte número 006-85 M. Dicho contrato tiene una duración de 30 años para la exploración y explotación del yacimiento de mineral de hierro en un área de 16 km², ubicado en la vereda El Salitre del municipio de Paz de Río, departamento de Boyacá.

1.4 DESCRIPCIÓN OPERACIONAL DE LA MINA EL UVO

El proceso de extracción del mineral de hierro en la Mina el Uvo comprende una serie de etapas operativas que deben seguir un orden en la ejecución de las labores proyectadas para los diferentes frentes. Para esto se programan tareas específicas de acuerdo con los procesos generados en cada sector de avance (labores de desarrollo, preparación y explotación). A modo de ejemplo se presenta en la figura 2 un sistema cíclico de las operaciones mineras que se llevan a cabo en la mina el Uvo.

Figura 2. Ciclo operacional - Mina el Uvo.



Fuente: Acerías Paz del Río.

1.4.1 Perforación y voladura. Para esta operación son empleados dos equipos de perforación de acuerdo al tipo de labor a avanzar, esto debido al dimensionamiento

de la excavación y a la accesibilidad del frente para el desplazamiento del equipo. A continuación, se presentan las labores mineras y se define el equipo de perforación empleado para el avance en cada una de ellas.

Niveles: El avance se realiza por medio de perforadora neumática manual marca SIG-PLB241K siguiendo el esquema de perforación de cuele en cuña en V. La malla de perforación cuenta con 24 barrenos con longitud de 1,8 m y diámetro de 38 mm. Cada uno de estos barrenos se carga con 26,5 kg de Anfo, un taco de Indugel plus 38x250 mm y un detonador no eléctrico Excel, además se emplean 15 metros de cordón detonante, 5 metros de mecha de seguridad y 2 detonadores N°8.

Sobreguías: Dado que el dimensionamiento de esta labor es igual a la que se lleva a cabo en el avance de los niveles se emplean el mismo equipo y malla de perforación.

Tambores paralelos: Al igual que en los niveles y sobreguías, los tambores emplean el mismo equipo de perforación. Dado que el dimensionamiento de esta labor es ligeramente mayor a la de los niveles la malla de perforación presenta un aumento en el número de barrenos. En total se perforan para el avance de esta labor 28 barrenos con longitud de 1,8 m y un diámetro de 38 mm, cada uno cargado con 32,9 kg de Anfo, un taco de Indugel plus de 38x250 mm y un detonador no eléctrico Excel, además de 15 m de cordón detonante, 5 m de mecha de seguridad y 2 detonadores N°8.

Cruzadas: El avance se realizará igualmente por medio de una perforadora neumática manual marca SIG PLB241K, la malla de perforación cuenta con 18 barrenos de longitud 1,8 m y diámetro 38 mm. Cada uno de estos barrenos se carga con 18,75 kg de Anfo, un taco de Indugel plus de 38x250 mm y un detonador no eléctrico Excel, se emplean para la conexión de los barrenos 15 m de cordón detonante, 2,5 m de mecha de seguridad y 2 detonadores N°8.

Cámaras: Para esta labor el avance se realiza por medio de perforador Jumbo Tamrock de un brazo, en el frente se realizan 34 barrenos con longitud de 3 m y diámetro de 48 mm. Estos barrenos se cargan individualmente con 60 kg de Anfo, un taco de Indugel plus de 38x250 mm y un detonador no eléctrico excel. Además, se emplean 25 m de cordón detonante, 5 m de mecha de seguridad y 2 detonadores N°8.

1.4.2 Desabombe. Posterior a la ejecución de la voladura el personal encargado del desabombe debe esperar un tiempo de 10 a 15 minutos para el ingreso al frente con el fin de que se garantice la salida y desgasificación producto de la voladura, primero es necesario hacer riego en machones, techo, frontón y en la totalidad de la carga, producto de la voladura, hasta que el frente este totalmente húmedo. Esta actividad se debe realizar para evitar exceso de material particulado, bajar

temperaturas efectivas y zafar rocas sueltas con la presión del agua que caen rápidamente, además de detectar fisuras o grietas. Para el desabombe (ver figura 2), se tienen dos patrones operacionales en ejecución que son:

Desabombe con varilla: Esta tarea se ejecuta con el ingreso de dos trabajadores en donde uno desabomba y el otro es el ayudante encargado de estar alerta de cualquier riesgo presente en el área de trabajo “caída de rocas” y generar la suficiente iluminación del área a intervenir. La selección de la varilla que se debe utilizar se muestra en la siguiente tabla de acuerdo a la altura del frente:

Cuadro 2. Varillas desabombe, mina el Uvo.

SELECCIÓN DE LA VARILLA ADECUADA SEGÚN LA ALTURA DEL FRENTE	
Altura del Frente h (m)	Longitud de la varilla L (m)
0 < h < 1,5 (altura entre 0 y 1,5)	1,0
1,5 < h < 2,5 (altura entre 1,5 y 2,5 metros)	1,5
2,5 < h < 3,0 (altura entre 2,5 y 3 metros)	2,0
3,0 < h < 3,5 (altura entre 3 y 3,5 metros)	2,5
3,5 < h < 4,0 (altura entre 3,5 y 4 metros)	3,0
h > 4,0 (altura mayor a 4 metros)	3,5

Fuente: Acerías Paz del Río.

Desabombe con Scaler Paus: Esta operación se realiza con un equipo especializado el cual cuenta con un brazo articulado equipado con martillo hidráulico de impacto. Este equipo es utilizado en los frentes muy afectados por la voladura en los cuales se presentan bloques de un gran dimensionamiento que generan un peligro para el personal.

1.4.3 Sostenimiento. El sostenimiento para todas las labores tanto de desarrollo, preparación y explotación se realiza mediante pernado al techo, dejando una losa de mineral de aproximadamente 0,5 m – 1 m, los pernos son anclados a la roca suprayacente (arcillolita), penetrando aproximadamente 1,8 m adheridos con resina. Para labores en esteril como transversales o fallas se utilizan arcos de acero TH (tipo D y especiales) con un recubrimiento en madera.

1.4.4 Descargue. Actualmente existen dos sistemas de descargue que dependen de la inclinación de la labor que se esté avanzando: El primer sistema utiliza Rastrillos accionados con malacates eléctricos de doble tambor empleados para el descargue de labores con pendientes superiores a los 17° (Tambores paralelos). El segundo sistema es el uso de Cargador de perfil bajo LHD de capacidad de 10 y 6 Tn respectivamente, empleados para el descargue de niveles, vías y cámaras de explotación con pendientes menores de 17°.

2. GEOLOGÍA

La estratigrafía en el área de Paz de Río está compuesta por diversas formaciones geológicas de origen sedimentario con edades que datan desde el Cenozoico hasta el Paleozoico. Estas se hayan afectadas por plegamiento y fallamiento producto de diversos procesos tectónicos que tuvieron lugar durante las fases de la orogenia transandina y que dieron lugar al relieve y modelado de la cadena montañosa de los Andes. Se presenta la descripción de las formaciones geológicas del área de estudio descritas por Chittaro Ítalo².

. **Formación concentración (Tc):** Data del Eoceno Medio y el Oligoceno Medio. Denominada por Alvarado B. y Sarmiento R. (1944) a la sección que aflora en los alrededores del caserío de Concentración, sobre la carretera Belén – Paz de Río. Esta formación se puede dividir en tres miembros, el inferior presenta en la base areniscas grises de grano fino, de uno o dos metros de espesor sobre la que yace un banco de mineral de hierro oolítico de 2 a 12 m de potencia. El miembro intermedio está compuesto por areniscas meteorizadas y el miembro superior consta principalmente de arcillolitas grises con constantes intercalaciones de bancos de arenisca de grano medio. La parte superior está limitada por la falla de Soapaga, en el área de Belencito se observa el contacto debido a la falla de rocas antiguas una sección de areniscas rojizas lenticulares mezcladas con arcillolitas y areniscas abigarradas con sedimentación muy distribuida.

Los límites estratigráficos de la Formación Concentración se aprecian en el piso de la arenisca la cual está en contacto directo con el mineral de hierro. La parte superior de esta no se reconoce con claridad debido a los procesos tectónicos que interrumpieron la sedimentación en la región y que además generaron plegamiento en los materiales y cabalgamiento de la falla de Soapaga. Otro proceso geodinámico que afectó el techo de la formación fueron los procesos modeladores del relieve.

. **Formación picacho (Tp):** Esta formación data del Eoceno Inferior y el nombre dado por Alvarado B. y Sarmiento R. (1944) es para referirse a las areniscas que forman el cerro de picacho, en el Alto del Portillo, al noroeste del casco urbano de Paz de Río. Está constituida en su mayoría por areniscas de color blanco muy limpias, masivas y moderadamente friables con niveles conglomeráticos. La formación se divide en dos miembros, el miembro inferior consta de gruesos bancos de arenisca siendo muy porosas, estas areniscas presentan estratificación cruzada. El miembro superior está constituido hasta 60% de arcillolita arenosa con dos intercalaciones importantes de arenisca y hacia el techo está conformada por una arcillolita habana compacta muy característica. En el sector de la chapa las

² CHITTARO REYES, Ítalo. Geología de la Región de Duitama–Sogamoso–Paz del Río (Departamento de Boyacá). Belencito: Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. 1984. p. 10 – 53.

arcillolitas son blandas plásticas de color rojo a rosado a veces gris en dos niveles separados por un banco de 15 m de arenisca blanca friable, de grano medio y con estratificación cruzada. El límite inferior estratigráfico se encuentra en contacto entre las areniscas masivas y las arcillolitas verdosas de la formación Socha Superior, y el límite superior marca el paso a la arenisca ferruginosa de base de la Formación Concentración.

. Formación Socha Superior (Tss): Alvarado B. y Sarmiento R. (1944) denominan esta formación que data del Paleoceno Superior. La secuencia se encuentra en estratos aflorantes al sur del pueblo de Socha viejo y se desarrolla por encima de las Areniscas de Socha. La formación está constituida principalmente de arcillolitas con algunas intercalaciones propias de areniscas de gran continuidad regional. En general la Formación Socha Superior puede dividirse en tres miembros: el inferior consta de 37 m de arcillolitas y limolitas de color gris claro sobre las que yacen varios bancos de arenisca con interbancos de arcillolita, hay algunos mantos delgados de lignito de distribución irregular. La parte intermedia consta de secuencias de bancos de arenisca con arcillolitas limosas de color gris claro a verde compactas que alcanzan un total de 86 m de potencia, un grupo de areniscas se concentran hacia la zona media con un espesor de 32 m en bancos de hasta 8 m. La parte superior tiene espesor de 70 m y esta compuesta de arcillolitas abigarradas de color rojo, verdoso y lila sobre las que yace un potente banco de arenisca de grano grueso y estratificación cruzada, hacia el techo de la formación hay 12 m constituidos de arcillolitas rojas con intercalaciones arenosas culminando con arcillolitas fisibles.

El límite inferior estratigráfico está en contacto con el techo de las areniscas de Socha y las arcillolitas de Socha Superior. El límite superior está en contacto entre las arcillolitas fisibles verdosas y las areniscas masivas de la Formación Picacho.

. Formación Socha Inferior (Tsi): Según Van Der Hammen³ esta formación data del Paleoceno. La formación lleva el nombre de la población de Socha Viejo (Alvarado B. y Sarmiento R). La Formación consiste en potentes bancos de arenisca cuarzosa de grano variable que yacen sobre un conjunto de arcillolitas alternantes con areniscas en estratos delgados, es característico en la base de la formación un banco de arenisca parda, dura, de grano mediano, con estratificación cruzada cuyo espesor varía entre 9 y 15 m. Las arcillolitas localizadas por encima de esta arenisca son blandas, de color gris claro a lila, a veces con niveles carbonosos y pasan a arcillas plásticas rojizas en la parte superior, siguen areniscas de grano fino masivas en bancos de hasta 30 m de espesor.

³ V. DER HAMMEN, Thomas. Principios para la nomenclatura palinológica sistemática. Boletín geológico 2 (2): 21 pp. Editor Impr. Nacional

El limite inferior de la formación se halla en contacto entre la arenisca de base y las arcillolitas franjeadas de la Formacion Guaduas. Aunque el limite superior es muy claro, morfológicamente ocurre que las intercalaciones de arenisca de la parte inferior de la formación suprayacente converge hacia las dos Formaciones.

. **Formación Guaduas (KTg):** Van Der Hammen (1955) data esta formación en el Maestrichtiano Superior con base en el análisis palinológico de los mantos de carbón, en el limite Cretáceo -Terciario. Alvarado B. y Sarmiento R. denominaron a la Formación Guaduas como el conjunto de estratos que contiene los mantos de carbón explotables por analogía con la formación homónima definida por HETTNER A. (1892) en la región de Guaduas, Cundinamarca. La formación está compuesta por dos miembros, el inferior compuesto en su mayoría por arcillolias fisibles de tono oscuro con esporádicas zonas arenosas, alcanza un espesor de 190 m (Guaduas estéril).El miembro superior consta de continuas alternancias de areniscas delgadas, arcillolitas y mantos de carbón con un espesor total de aproximadamente 230 m, las areniscas presentes en la parte media del miembro superior son lajosas de grano fino a medio, un kilómetro al noreste de la estación de Peña Blanca en el ferrocarril Belencito - Paz De Río las areniscas afloran en estratos de 50 cm con color rojizo. Los mantos de carbón varían en numero de 8 a 10 y los mantos explotables tienen espesores de 1 y 3.5 m tipo bituminosos con contenido promedio de carbono fijo de 31% y poder calorífico de 6,500 a 7,000 cal/g.

. **Formación Ermitaño (Kse):** Alvarado B. y Sarmiento R. (1944) denominaron así a la sección del Cretáceo Superior marino en la localidad del Ermitaño al noroeste de Paz del Río. La formación consta de tres miembros. El inferior esta constituido de cherts negros y limolitas silíceas blancas en capas de 10 a 15 cm con intercalaciones de bancos delgados de calizas y areniscas fosfáticas. El miembro intermedio esta conformado por arcillolitas fisibles grises con algunas intercalaciones de areniscas calcáreas en la parte inferior mientras en la parte superior consta de unos 30 m de areniscas grises duras en bancos gruesos. El miembro Superior esta constituido por 80 m de shale calcáreo.

. **Formación Floresta (Df):** Data del Devonico Medio, Alvarado B. y Sarmiento R. (1944) denominaron Formación Floresta al conjunto de estratos aflorantes en los alrededores del pueblo de Floresta . CEDIEL F. (1969) dividió en dos miembros la formacion de acuerdo a las características litologicas. El miembro inferior denominado "El Tibet" está compuesto por areniscas de grano medio a veces conglomeraticas con escasos interbancos de arcillolita y con un conglomerado basal de elementos hasta de 4 cm de diámetro que se apoyan sobre las rocas del basamento cristalino. El miembro superior denominado "Floresta" consta casi en su totalidad de arcillolitas a veces arenosas con niveles de abundante fauna marina fósil, representada principalmente por briozoos, gasterópodos, braquiópodos y trilobites. El limite inferior de la Formacion Floresta se coloca en el contacto discordante con el basamento cristalino.

Figura 3. Columna estratigráfica de la región de Paz del Río.

REGIÓN DE PAZ DEL RÍO				REGIÓN DE LA CIMARRONA		
PERIODO	EPOCA	FORMACIÓN		DESCRPCIÓN		
PALEOGENO	OLIGOCENO MED	FORMACIÓN CONCENTRACIÓN	Superior	Tc	Arcillas grises y amarillas	
	EOCENO SUP OLIGOCENO INF		Medio	Tc	Arcillas meteorizadas	
	EOCENO INFE. Y MEDIO		Inferior	Tc	Banco De Hierro Oolítico Arcillas amarillas y grises	Banco De Hierro
		Picacho	Tp	Areniscas blancas de grano grueso friables. Zonas guijosas.	Nivel arcilloso	Tp
	PALEOCENO	Socha Superior	Tss	Arcillas laminadas grises moradas y amarillas. Zonas locales con mantos de carbon y lignito.		Tss
		Socha Inferior	Tsi	Areniscas compactas de grano medio y estratificación cruzada.		
	CRETACICO	MAESTRICHTIANO	Formación Guaduas	KG	Arcillas pizarrosas grises, negras, areniscas y mantos de cabón intercalados.	
ALBIENSE		Formación Ermitaño	Ke	Areniscas. Arcillolitas con calizas intercaladas. Liditas		
HAUTERVIENSE APTIENSE		Formación Villeta	Kv	Arcillolitas y areniscas con bancos gruesos de calizas intercaladas.		
JURASICO TRIASICO		Girón	Jg	Conglomerados y areniscas rojas y violetas con arcillas moradas intercaladas.		
PALEOZOICO	DEVONICO	Floresta	Df	Arcillas pizarrosas moradas y amarillas con lechos de areniscas micaceas de grano fino. Arcillas calcareas micaceas predominantemente de color amarillo crema tambien blancas , rosadas, azulosas con zonas muy fosilíferas.		

Fuente: Acerías Paz del Río.

2.1 GEOLOGÍA LOCAL

En la mina de hierro el Uvo se adelanta la explotación del banco de mineral de hierro que aflora en la Vereda El Salitre de Paz del Río y que hace parte de la Formación Concentración. Este banco de mineral tiene un espesor que varía de 3 a 7 m y se caracteriza por ser limonítico goethítico embebido en una matriz goethítica que presenta oolitos esféricos de 0.5 mm a 2 mm de diámetro y minerales accesorios como chamosita y cuarzo residual. En la zona de estudio se presentan arcillolitas negruzcas y piríticas con rastros carbonosos vegetales que yacen sobre el banco de mineral de hierro. Infrayaciendo a éste se halla la Formación Picacho compuesta por areniscas duras de color gris claro, de grano fino y moderadamente friables. La zona de estudio se encuentra afectada por las siguientes fallas geológicas⁴:

. Falla de Soapaga

Esta falla es de tipo regional y hace parte de las principales estructuras geológicas de la región. Esta falla de tipo inverso presenta dirección que varía de NE-SW en Sogamoso a NE-SW en Corrales, buzando al NW con un ángulo de inclinación desconocido. Su salto vertical es aproximadamente de 2500 m poniendo en contacto la Formación Concentración con las formaciones antiguas del Cretáceo Inferior o Medio y el Predevónico metamórfico. Durante la orogenia andina la falla fue plegada adquiriendo las características actuales.

. Falla de Buenos Aires

Esta falla tiene características distintas en varios sitios debido a sucesivos desplazamientos horizontales y verticales. En el sector de Paz de Río se comporta como una falla inversa y su dirección preferente es NE-SW, su buzamiento es de 70° al NW con un salto vertical alrededor de 100 m. Esta falla divide los bloques del yacimiento de mineral de hierro: Bloque Buenos Aires al NE y Salitre al SW.

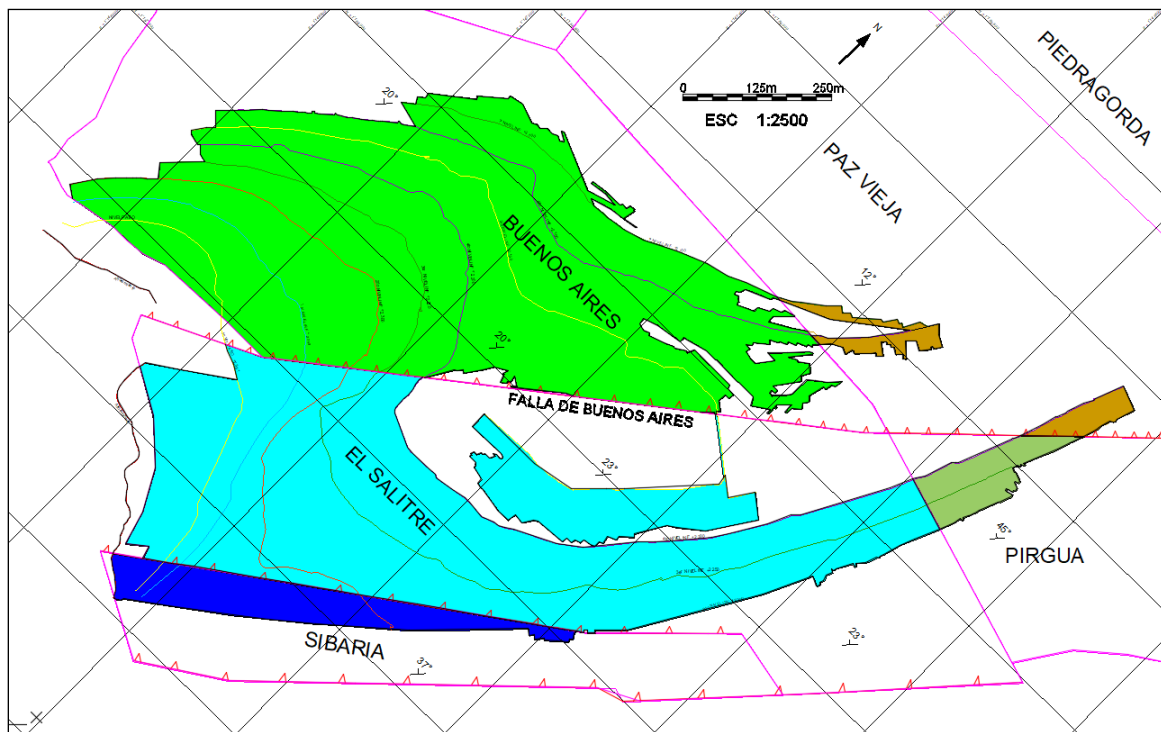
2.2 GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO

El banco de mineral de hierro oolítico se presenta como un depósito sedimentario y sirve como límite estratigráfico entre las Formaciones Picacho y Concentración. Para la mina el Uvo el banco de mineral tiene espesores de 3 a 7 m con un rumbo regional N40°E y buzamientos entre 10° a 45°. La presencia de mineral de hierro es representativa de un ambiente de formación lagunar con posible descarga de ríos cargados con óxidos de hierro (Fe²⁺) en suspensión. En la figura 4 se presenta el plano geológico de la Mina el Uvo.

⁴ ACERIAS PAZ DEL RÍO. Clasificación geomecánica - vía carretable y bajada central Mina el Uvo. Belencito: 2015, p 19 - 20.

El banco se encuentra controlado estructuralmente por el anticlinal de Buenos Aires y el sinclinal de Paz Vieja. En el área se presenta gran cantidad de fallas de alivio de tipo normal, rumbo y cabalgamiento con poco desplazamiento. La falla de Buenos Aires expone cabalgamiento con rumbo N30°E y buzamiento al NW limitando el bloque de buenos aires en la zona del Sexto Nivel y está en contacto con el bloque denominado Salitre. Otros bloques de explotación se limitaron por fallas de menor continuidad como lo son el bloque Sibaría y Pirguá. Hacia el occidente del bloque Buenos Aires se presentan espesores de 4 a 5 m, mientras que en el bloque Paz Vieja los espesores varían entre 3,5 m y 3,8 m (ver Anexo 2).

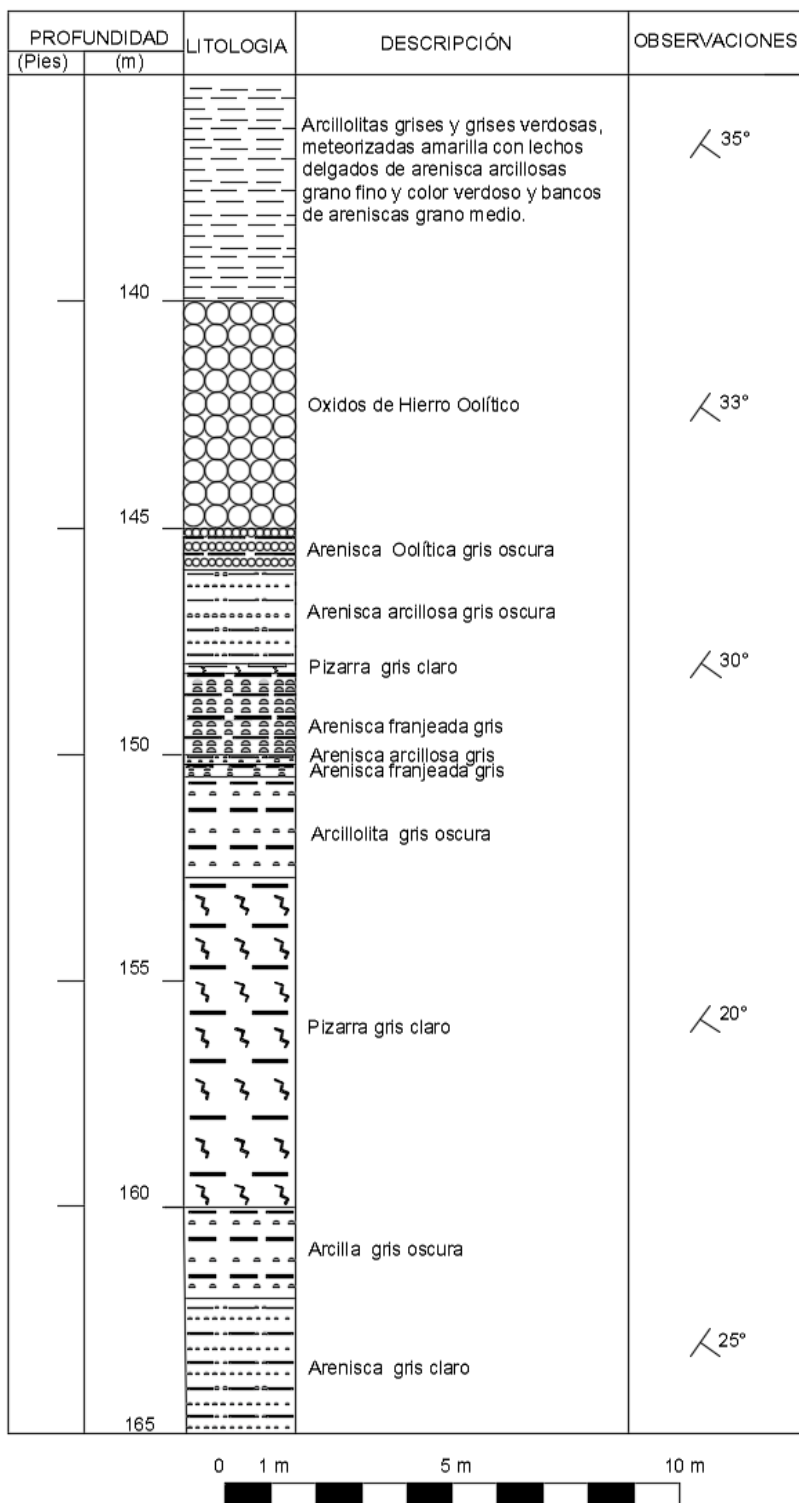
Figura 4. Plano geológico Mina el Uvo.



Fuente: Acerías Paz del Río

Las exploraciones y campañas geológicas desarrolladas por Acerías Paz del Río en el área de estudio tienen como finalidad recopilar información acerca de las litologías realizando perforaciones locales en el yacimiento de mineral de hierro con equipo Longyear. La perforación (figura 5), fue desarrollada a una cota de 2775 m.s.n.m con recuperación de núcleos y se muestran los aspectos de las desviaciones de la misma. Además, se describen las litologías y características de la zona del bloque Salitre y es una correlación general de los materiales presentes en el área de estudio.

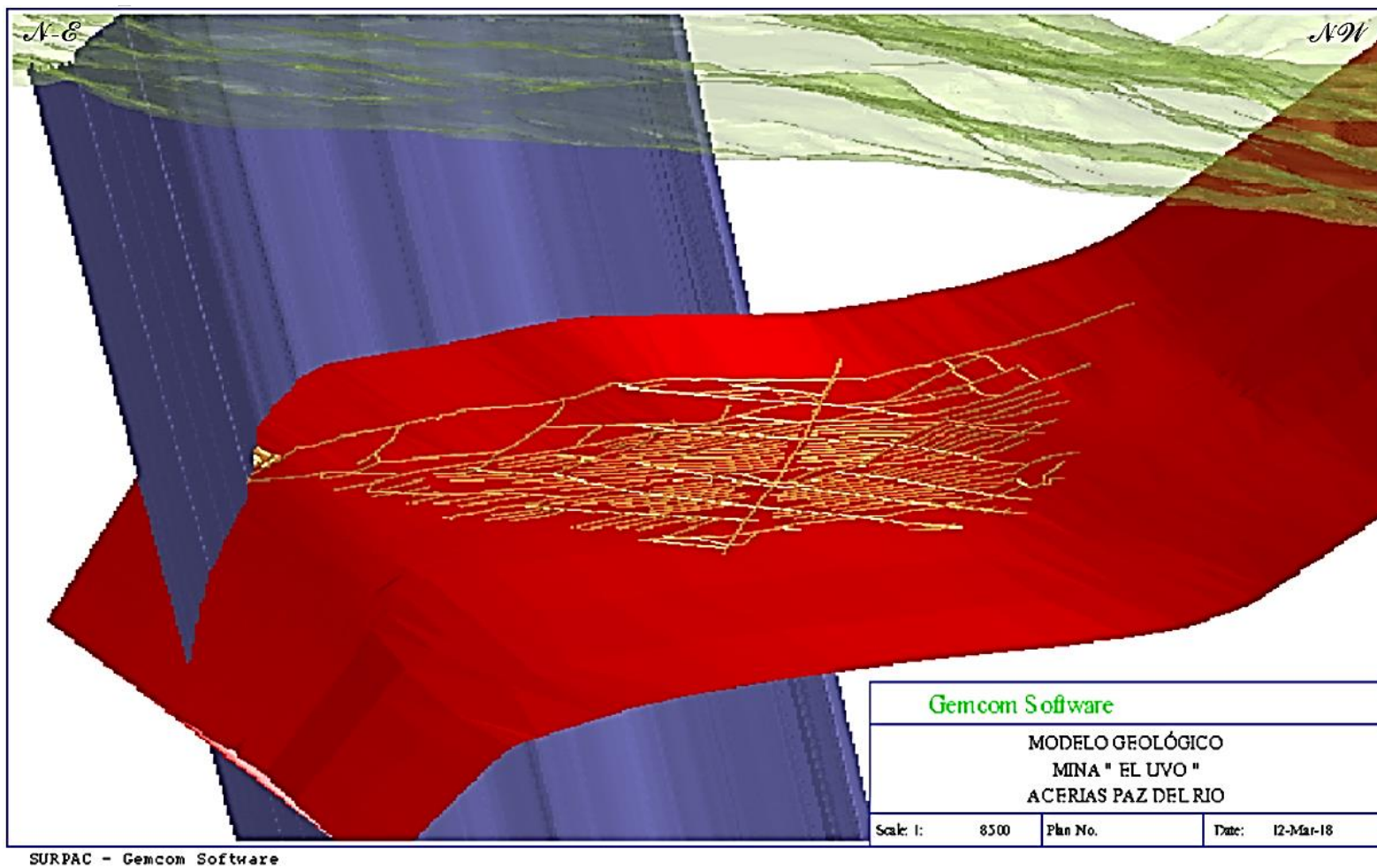
Figura 5. Columna estratigráfica del yacimiento de hierro Mina el Uvo.



Fuente: Acerías Paz del Río.

2.3 MODELO GEOLÓGICO SOBRE PLATAFORMA SURPAC

Figura 6. Modelo geológico.



Fuente: Acerías Paz del Río.

En este sub-capítulo se tiene en cuenta la topografía de la zona que se muestra en color verde en la figura 6. Por otro lado, el banco de mineral de hierro en color rojo se ubica en la estructura geológica definida como anticlinal de Buenos Aires y el sinclinal de Paz Vieja. Estos bloques son afectados por la falla de Buenos Aires que es representada en el modelo con color azul.

2.4 CÁLCULO DE RESERVAS

Para el cálculo de las reservas mineras es fundamental el conocimiento del recurso mineral. Tener la suficiente cantidad y calidad de información geológica reduce la incertidumbre de los recursos geológicos de un yacimiento. Información detallada acerca de la geología del yacimiento tal como, geometría, calidad, potencia, continuidad, buzamiento y parámetros geomecánicos permiten un adecuado cálculo de las reservas.

La categorización del recurso a reservas mineras se basa en la certidumbre del yacimiento geológico. Así, se puede categorizar las reservas probables a partir de los recursos minerales indicados y, las reservas probadas a partir de los recursos minerales medidos. Otro aspecto a considerar en el cálculo de las reservas mineras son los factores modificadores, que como su nombre lo indica pueden afectar la categorización del recurso mineral. Dichos factores son: operativos, metalúrgicos, la dilución inherente y la dilución de operación.

Para el caso en particular de la mina el Uvo, se tienen definidos los aspectos antes expuestos, se cuenta con un modelo geológico detallado del banco de mineral de hierro y campañas exploratorias en las cuales se utilizaron perforaciones con recuperación de núcleo, que proveen información de la calidad del mineral, así como aspectos estructurales. El cálculo de reservas se realizó delimitando las zonas en las que se implementarán las alternativas de explotación. Las coordenadas de los polígonos se muestran en el siguiente cuadro:

Cuadro 3. Delimitación de la zona 71T.

Punto	Coordenada x	Coordenada y
1	1146514.4620	1157508.9550
2	1146746.3780	1157713.3530
3	1157713.3530	1157889.5870
4	1146937.6960	1157949.8490
5	1146693.3540	1157758.9240
6	1146477.6260	1157561.5830

Fuente. Topografía – Acerías Paz del Río.

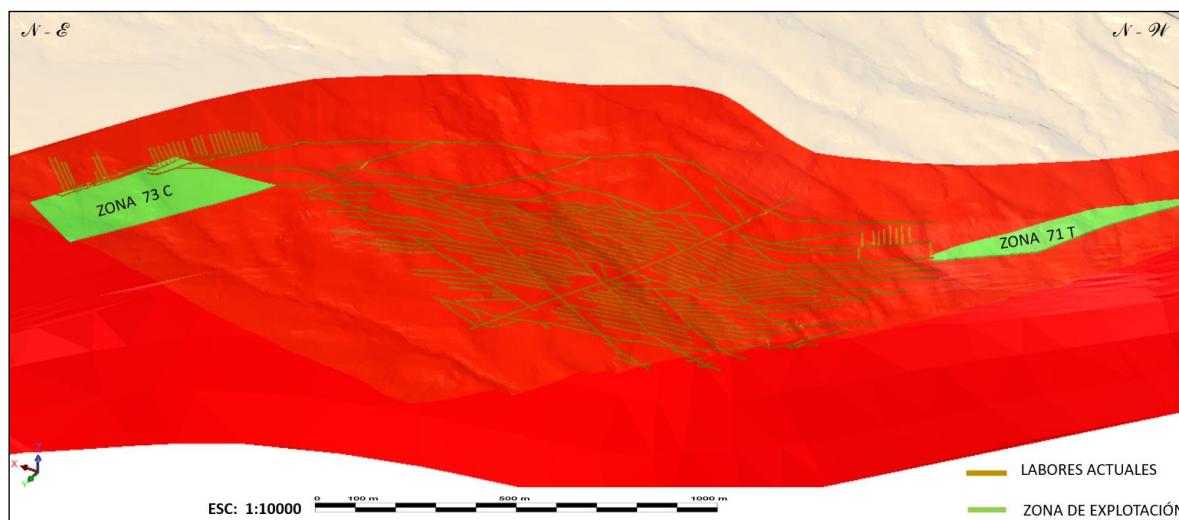
Cuadro 4. Delimitación de la zona 73C.

Punto	Coordenada x	Coordenada y
1	1146938.875	1157945.625
2	1146921.762	1157939.507
3	1146886.184	1157916.415
4	1146726.375	1157783.375
5	1146617.625	1157642.750
6	1146478.125	1157475.375
7	1146485.500	1157471.000
8	1146599.125	1157577.250
9	1146654.250	1157623.875

Fuente. Topografía, Acerías Paz del Río.

Se presentan las zonas 71T y 73C que pertenecen al título minero 006-85M modeladas en plataforma Surpac.

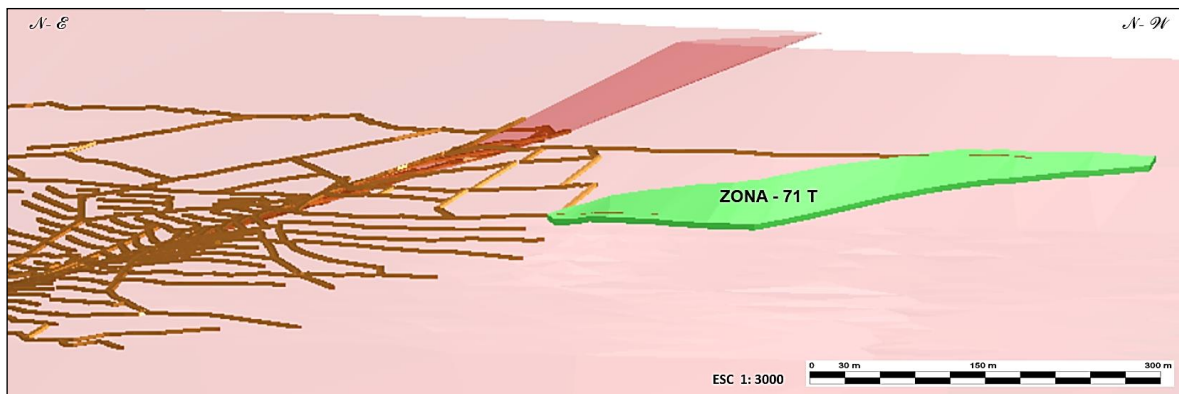
Figura 7. Localización de las Zonas de Explotación 73C y 71T.



Fuente: Resultado del Estudio.

La zona 71T se localiza en el sector NW respecto de la bajada central, cuenta con un buzamiento para el banco de mineral hierro de 35° - 45° y espesor promedio de 4.5 m.

Figura 8. Sólido Zona 71T.



Fuente: Resultado del Estudio.

Por medio del software Surpac se realizó la modelación del bloque delimitado para la explotación de la zona 71T obteniéndose el siguiente reporte de volumen.

Cuadro 5. Reporte volumen zona 71T.

REPORTE OBJETO MODELAMIENTO DE SOLIDO Nombre de Capa : solido_zona71t.dtm	
Objeto: 5	
Trisolación: 1	
Validado = verdadero	
Estado = sólido	
Extensiones de Trisolación	
X Mínimo: 1146478.125	X Máximo: 1146938.875
Y Mínimo: 1157471.000	Y Máximo: 1157945.625
Z Mínimo: 2045.628	Z Máximo: 2109.978
Áreasuperficial: 60514.61	
Volumen: 98071.77	

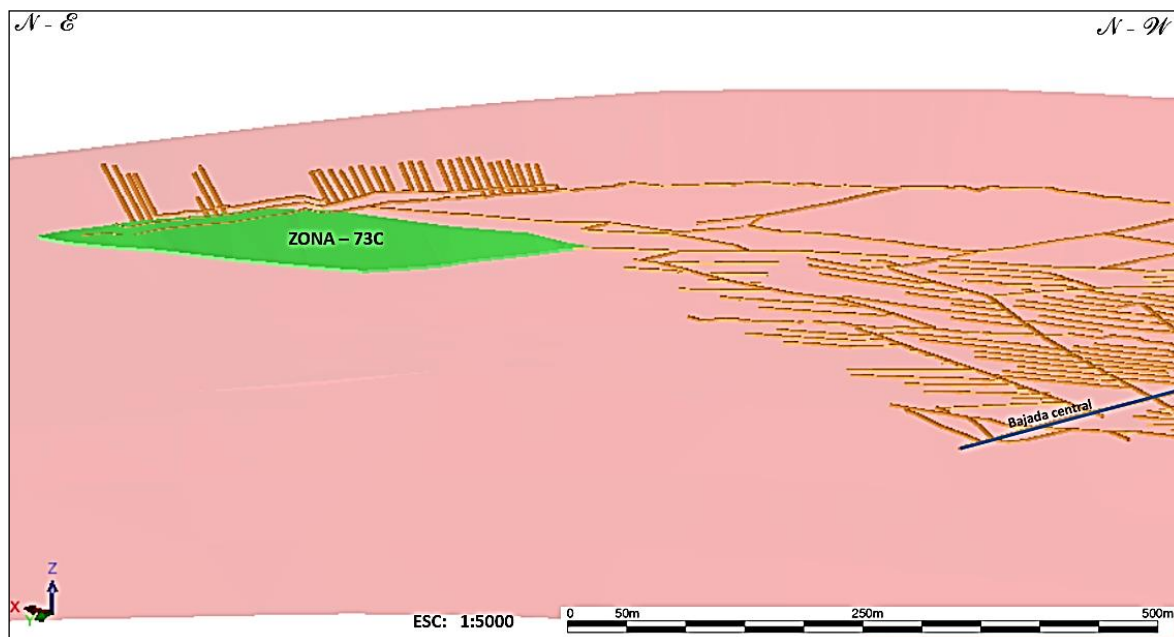
Fuente: Resultado del Estudio.

El peso específico del mineral de hierro para la mina el Uvo es de 3 T/m^3 . Para la obtención de las reservas probables en la zona 71T se tiene un aproximado de:

$$\begin{aligned} \text{Rpr (Reservas probables)} &= \text{Peso específico del mineral (T/m}^3\text{)} * \text{Volumen (m}^3\text{)} \\ \text{Rpr} &= 3 \text{ (T/m}^3\text{)} * 98,071.77 \text{ (m}^3\text{)} \\ \text{Rpr} &= \mathbf{294,215 \text{ T}} \end{aligned}$$

La zona 73C se localiza en el sector NE respecto de la bajada central y tiene un buzamiento para el banco de mineral hierro de 30° y espesor promedio de 3.6 m.

Figura 9. Sólido Zona 73C.



Fuente: Resultado del Estudio.

Por medio del software Surpac se realizó la modelación del bloque delimitado para la explotación de esta zona y se obtuvo el siguiente reporte de volumen.

Cuadro 6. Reporte volumen zona 73C.

REPORTE OBJETO MODELAMIENTO DE SOLIDO Nombre de Capa : solido_zona_73c.dtm	
Objeto: 1	
Trisolación: 1	
Validado = verdadero	
Estado = sólido	
Extensiones de Trisolación	
X Mínimo: 1148462.143	X Máximo: 1148928.372
Y Mínimo: 1158465.879	Y Máximo: 1158948.781
Z Mínimo: 2049.509	Z Máximo: 2117.239
Áreasuperficial: 84994.41	
Volumen: 121268.93	

Fuente: Resultado del Estudio.

El peso específico del mineral de hierro para la mina el Uvo es de 3 T/m^3 , para la obtención de las reservas probables en la zona 73 C, se tiene un aproximado de:

$$\text{Rpr} = \text{Peso específico del mineral (T/m}^3\text{)} * \text{Volumen (m}^3\text{)}$$

$$\text{Rpr} = 3 \text{ (T/m}^3\text{)} * 121,268.93 \text{ (m}^3 \text{)} = \text{Rpr} = 363,806.79 \text{ T}$$

3. MECÁNICA DE ROCAS

3.1 PROPIEDADES FÍSICAS

Las rocas se caracterizan por tener diferentes elementos que las constituyen, dichos elementos pueden ser de orden mineralógico y/o estructural los cuales dan a la roca diferentes propiedades físicas que otorgan características particulares de los aspectos extrínsecos e intrínsecos del material y proporcionan información para su identificación y clasificación. Las propiedades físicas para el mineral de hierro y la roca de caja en la mina el Uvo se muestran en el cuadro 7.

Gravedad específica (G): Es la relación del peso unitario de los sólidos W_s , respecto al peso unitario del agua W_w .

Humedad (W): Es la relación en porcentaje, del peso del agua que contiene la roca al peso de los sólidos.

Porosidad (η): Es la relación en porcentaje, del volumen de vacíos al volumen total. En Mecánica de Rocas, vacíos tiene el significado de espacios no ocupados por sólidos de ahí que sea sinónimo de poros; los vacíos pueden entonces estar completamente llenos de agua.

Peso específico (γ_s): El peso unitario o específico de una roca se considera como la relación (Peso/Volumen) y permite calcular la tensión que soporta una masa de roca a una determinada profundidad.

Cuadro 7. Propiedades físicas.

ROCA	G	W %	η %	$\gamma_s(Tn/m^3)$
Arcillolita (Techo)	2.81	2.17	8.47	2.6
Hierro Oolítico	2.95	4.8	12.18	3
Limolita (Piso)	2.64	1.72	8.86	2.7

Fuente: Acerías Paz del Río.

3.2 PROPIEDADES MECÁNICAS

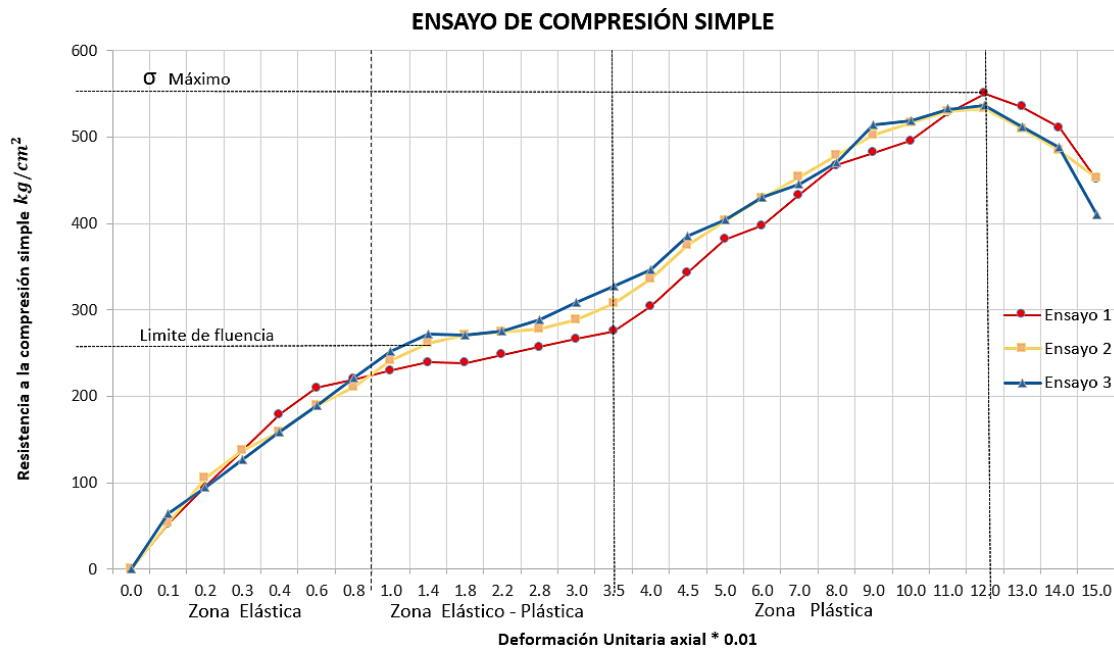
Las propiedades mecánicas definen la capacidad del material para resistir acciones externas o internas que implican la aplicación de fuerzas sobre el mismo. Esencialmente, estas fuerzas son de compresión, tensión, cortantes y flexión.

Sometiendo un material a este tipo de fuerzas se induce en éste una serie de deformaciones con diferentes tipos de comportamientos a rotura.

. Resistencia a la compresión simple

La prueba UCS también se conoce como la prueba uniaxial de resistencia a la compresión. “Aquí, una muestra de roca cilíndrica está sujeta a una carga axial, sin ningún confinamiento lateral. La carga axial aumenta gradualmente hasta que la muestra falla. La tensión normal vertical en la muestra, cuando se produce una falla, se conoce como la resistencia a la compresión no confinada conocida como UCS. Al monitorear las deformaciones verticales, se pueden calcular las deformaciones verticales normales. Al trazar la curva de tensión-deformación, se puede determinar el módulo de Young (E). Al monitorear la deformación lateral o circunferencial, también se puede calcular la relación de Poisson”⁵. Para la determinación de este parámetro, se realizaron tres ensayos en muestras de mineral de hierro (ver anexo 3), con altura promedio de las muestras de 10,45 cm y diámetro promedio de 4,95 cm. Los resultados de los ensayos se representan en la gráfica 1 en la curva de Esfuerzo vs Deformación.

Gráfica 1. Ensayo UCS.



Fuente. Resultados de estudio en laboratorio.

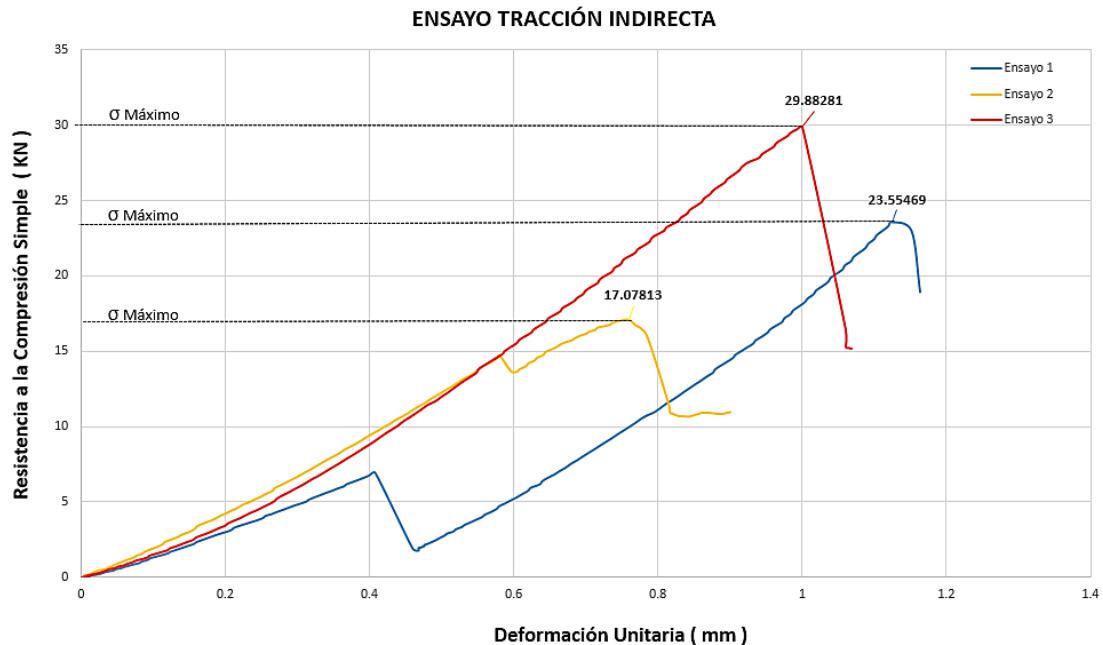
Para el caso del mineral de hierro se tiene una resistencia promedio a la compresión simple de $540 kg/cm^2$ o 53 MPa.

⁵ SIVAKUGAN, Nagarathnam; DAS, Braja M. Rock Mechanics An Introduction. London: Taylor & Francis Group. 2013, p 85 – 95.

. Tracción Indirecta

Este ensayo tiene por objetivo determinar la resistencia a tracción indirecta de muestras cilíndricas que son sometidas a una fuerza de compresión aplicada en toda la longitud de la probeta. En consecuencia, el resultado de la fuerza a tracción ortogonal resultante origina que la probeta falle a tracción. La utilidad del ensayo radica en un dato básico de cálculo y control que será importante cuando el mineral de hierro este trabajando bajo fuerzas de tracción debidas a cargas compresivas.

Gráfica 2. Ensayo de tracción indirecta, esfuerzo vs deformación.



Fuente. Resultados de estudio en laboratorio.

Para el caso del mineral de hierro se observa una resistencia media a la compresión simple por tracción indirecta de 23.5 KN o 12 MPa posteriormente la muestra soporta una carga máxima en donde se produce la ruptura de tipo frágil, ver anexo 4.

Al realizar el ensayo de tracción indirecta, se evidencia agrietamiento de las probetas en la zona diametral debido al esfuerzo de compresión aplicado, el tipo de falla presente es paralela a la dirección del esfuerzo a compresión, expresando una resistencia baja a esfuerzos de tracción por el método brasileño.

La resistencia a la tracción indirecta es igual a:

$$\tau = \frac{2P}{\pi * l * D}$$

Donde:

T = Resistencia Tracción Indirecta. MPa

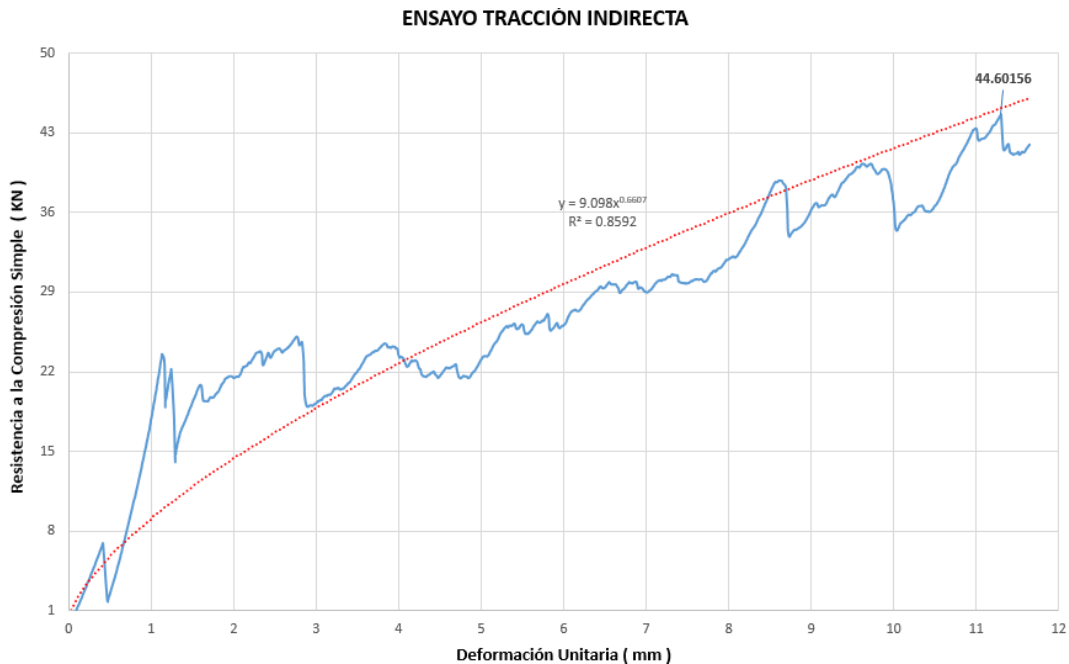
P = Carga Máxima aplicada. KN

L = Longitud Muestra. mm

D = Diámetro muestra. mm

Se utiliza la carga máxima, al punto donde la muestra pierda su capacidad de soportar carga y su estructura colapsa.

Gráfica 3. Ensayo tracción indirecta, esfuerzo vs deformación, máxima.



Fuente. Resultados de estudio en laboratorio.

$$\begin{aligned}
 T &= \frac{2 (44,6kN)}{3,1416 \cdot 100mm \cdot 50mm} = \frac{89,2 kN}{15,707.96mm^2} \\
 &= 5,678 \times 10^{-3} \frac{kN}{mm^2} * \frac{1000 N}{1kN} * \frac{(1000^2 mm)}{1m^2} \\
 T &= 5,678,000 \frac{N}{m^2} \\
 \mathbf{T} &= \mathbf{5,6 MPa}
 \end{aligned}$$

Por tanto, las muestras cilíndricas del mineral de hierro sometidas a compresión diametral muestran un tipo de fisura inicial que se origina cuando la tensión horizontal de tracción desarrollada en el plano vertical de carga, alcanza el valor de la resistencia a tracción del material que es más o menos el 10 % de la resistencia a compresión simple.

. Corte Directo.

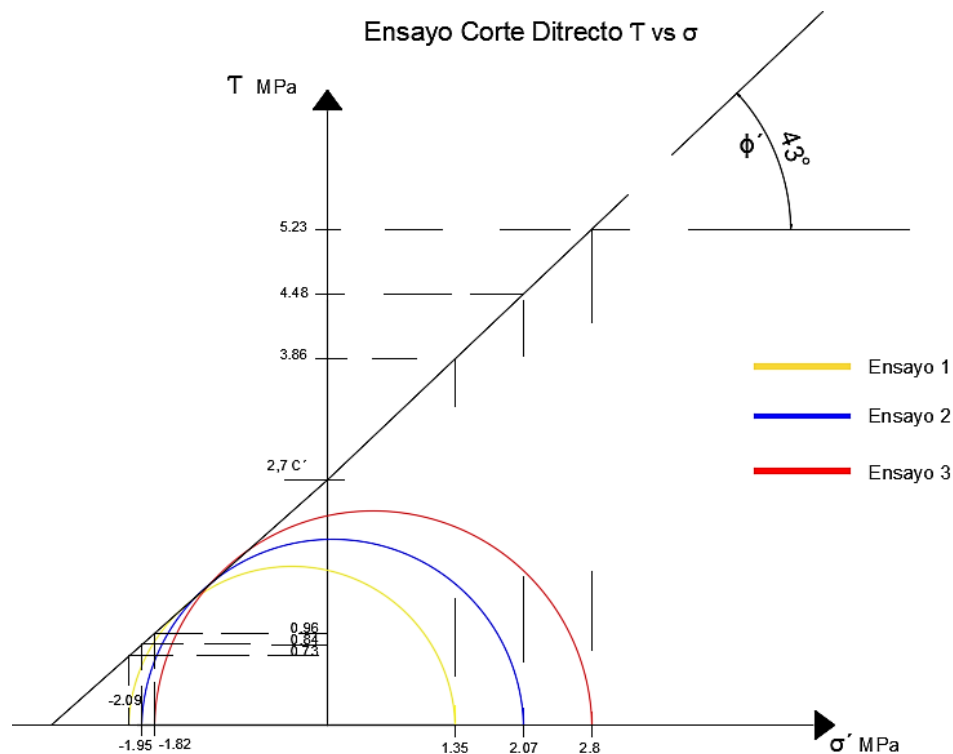
El ensayo de corte directo es usado para la determinación de la resistencia al corte de los suelos y rocas. Los principales parámetros que se obtienen con este ensayo son la cohesión y el ángulo de fricción interna C' y ϕ' . A continuación, se presentan los resultados de corte directo para el mineral de hierro.

Cuadro 8. Ensayo corte directo mineral de hierro.

	σ 1 MPa	τ 1 MPa	σ 3 MPa	τ 3 MPa	C MPa	Φ (°)
Ensayo 1	1,35	3,86	-2,09	0,73	2,70	43
Ensayo 2	2,07	4,48	-1,95	0,84		
Ensayo 3	2,80	5,23	-1,82	0,96		

Fuente: Acerías Paz del Río - Estudio John T. Boyd.

Figura 10. Ensayo corte directo, esfuerzo cortante vs esfuerzo normal.



Fuente: Acerías Paz del Río – Estudio John T. Boyd.

La resistencia al corte directo fue evaluada con tres variaciones del esfuerzo normal aplicado. Con el fin de obtener las envolventes de falla para el mineral de hierro de la mina el Uvo se realizó el ensayo para tres estados de carga diferentes en función al esfuerzo geostático in situ de donde fueron obtenidas las muestras. Así, en el

primer ensayo la carga normal aplicada fue menor al esfuerzo geoestático in situ, en el segundo ensayo la carga aplicada fue igual y para el tercer ensayo la carga normal aplicada fue mayor. A partir de los resultados de esfuerzos de cada ensayo se graficaron las respectivas envolventes de falla, tangencial a éstas se trazó una línea que intersecto el eje de las ordenadas obteniendo el parámetro cohesión que fue de 2,7 MPa y un ángulo de fricción interna del mineral de 43°. En el cuadro 9 se presentan otras de las propiedades mecánicas del mineral de hierro y la roca de caja.

Cuadro 9. Propiedades mecánicas.

TIPO DE ROCA	Fuerza Compresiva MPa	Modulo Elástico MPa	Coef. de Poisson	Velocidad Sónica m/seg
Arcillolita (T)	30,05	20,610	0,29	3,918
Hierro	53	31,336	0,30	3,232
Limolita (P)	45,12	19,311	0,33	3,606

Fuente. Acerías Paz del Río – Estudio Jhon T. Boyd.

3.3 CLASIFICACIÓN MACIZO ROCOSO

3.3.1 Análisis de discontinuidades. Los análisis estructurales se emplean en los macizos rocosos para definir las características y alteraciones que conllevan a la pérdida de resistencia de la matriz rocosa. Se presentan en excavaciones o túneles como problemas de estabilidad debido a la orientación desfavorable de las discontinuidades las cuales generan una reorientación de los campos tensionales.

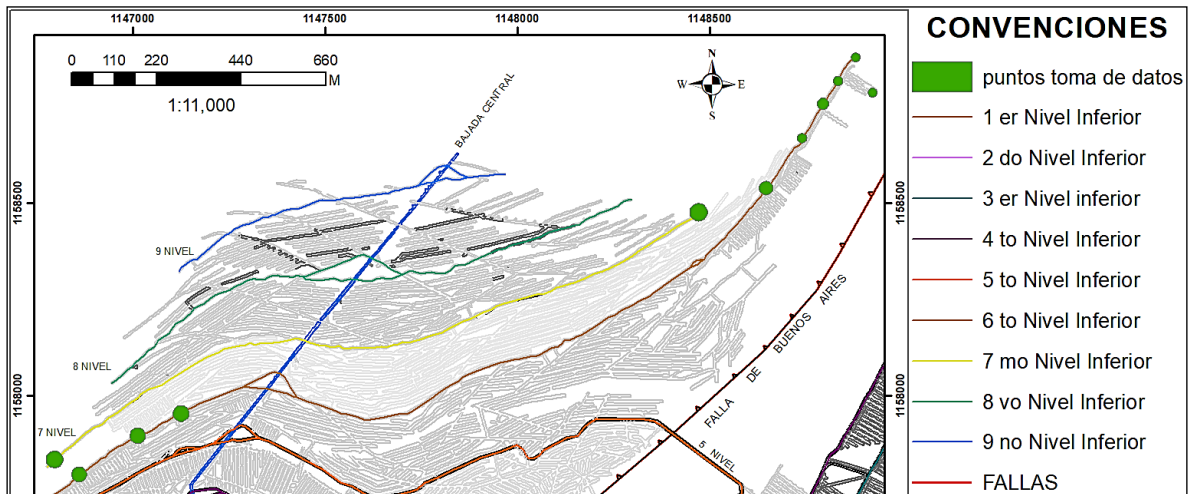
Las tensiones actuantes sobre una excavación subterránea son de dos tipos: naturales e inducidas. Según Gonzales de Vallejo Luis⁶ las primeras corresponden a la afectación del estado natural de las tensiones por procesos tectónicos y la segunda responde a la redistribución de tensiones como consecuencia de la excavación. Uno de los factores que más influye en la estabilidad de una excavación subterránea es la estructura geológica, presentando tres tipos:

1. Estructuras por formas de las unidades litológicas ((plegamiento (anticlinal, sinclinal)).
2. Estructuras por contacto de las unidades litológicas.
3. Estructuras por rompimiento de las unidades geológicas o discontinuidades estructurales.

Para la mina de hierro el Uvo se realizaron estaciones o puntos de control para toma de datos estructurales (ver anexo 5), a lo largo del sexto nivel inferior y séptimo nivel inferior. En la figura 11 se ilustra la localización de cada uno de los puntos de control.

⁶ GONZALES VALLEJO, Luis. Ingeniería Geológica. Madrid: Pearson Educación. 2002, p 214 – 253.

Figura 11. Puntos de control para el levantamiento de datos estructurales.

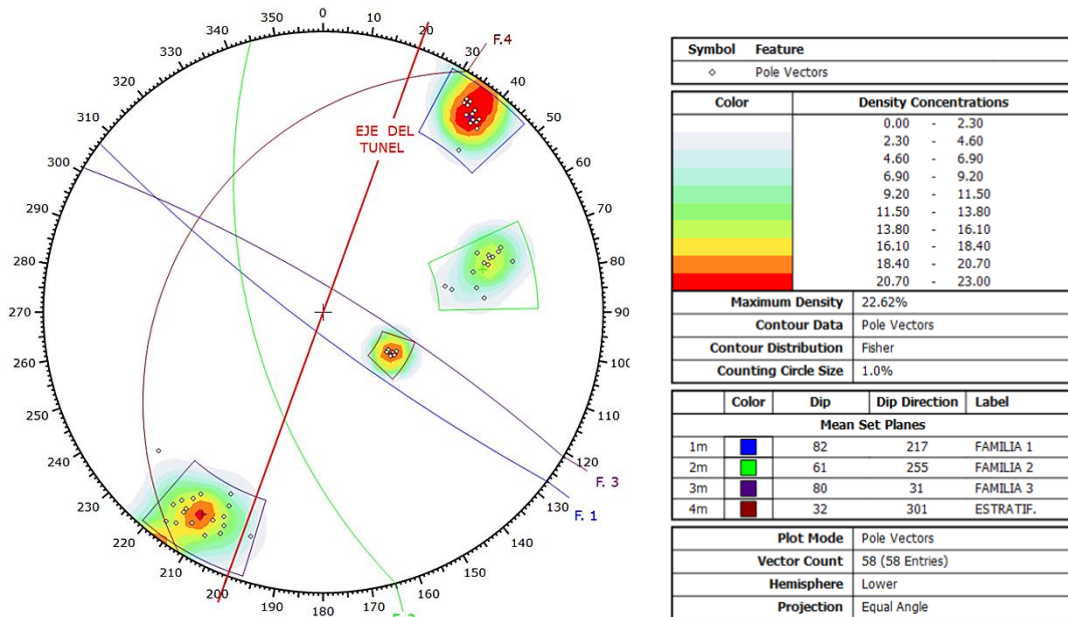


Fuente. Acerías Paz del Río.

. Análisis discontinuidades sexto nivel.

Se expone el análisis de las discontinuidades presentes en el Sexto Nivel Inferior, mediante el Software DIPS de la empresa Rocscience.

Figura 12. Planos, Familia discontinuidades Sexto Nivel.



Fuente: Resultado del Estudio.

El análisis estadístico identificó cuatro familias de discontinuidades. De acuerdo con las proyecciones estereográficas el software representa cuatro zonas de

concentración de polos. Las direcciones representativas de las Familias de discontinuidades son:

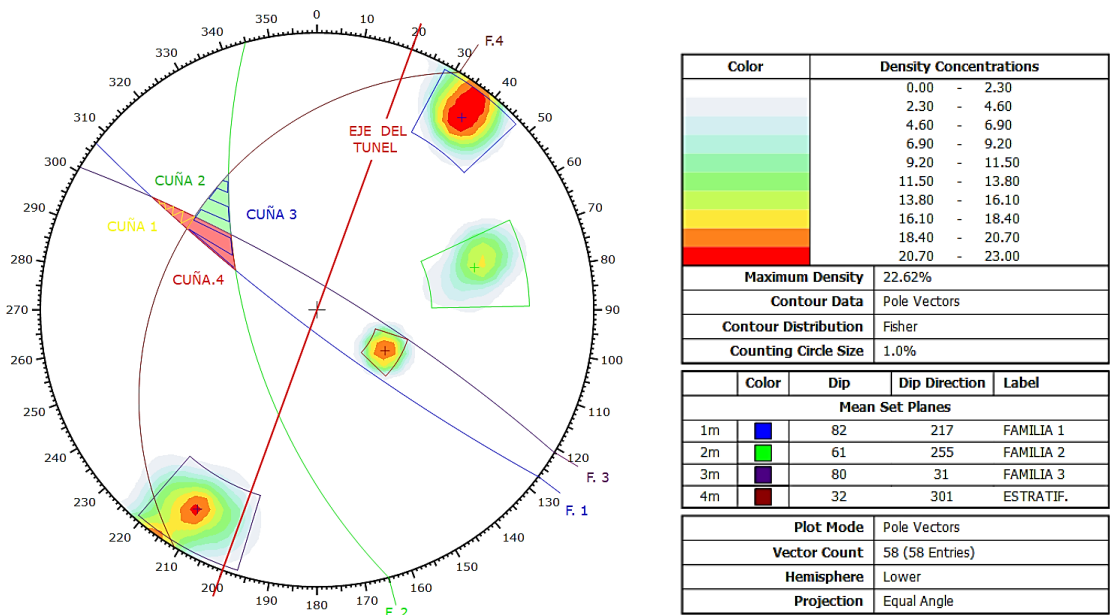
Cuadro 10. Familia discontinuidades, Sexto Nivel.

FAMILIA DE DISCONTINUIDADES	1	2	3	4
Rumbo	N 53° W	N 15° W	N 59° W	N 31° E
Buzamiento	82	61	80	32

Fuente: Resultado del Estudio.

Se observa que las cuatro familias de discontinuidades se intersectan entre sí, por sus planos estructurales formando varias cuñas representadas en la red estereográfica.

Figura 13. Cuñas Sexto Nivel.

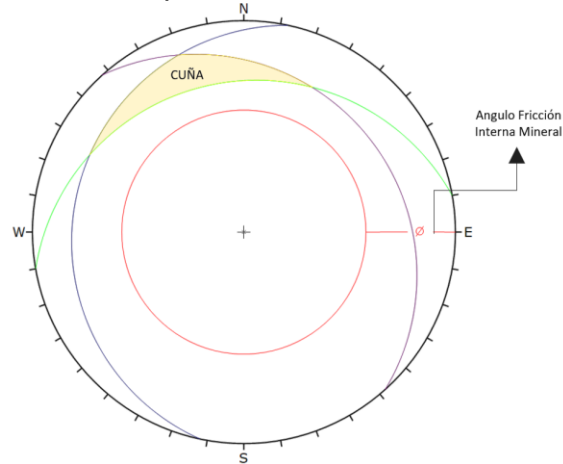


Fuente: Resultado del Estudio.

En su libro Excavaciones Subterráneas E. Hoek & E. T Brown⁷ exponen los mecanismos de debilitamiento en excavaciones subterráneas y determinan las condiciones necesarias para que se produzca la caída o deslizamiento de la cuña en el techo o respaldos de una excavación. Este mecanismo debe cumplir la condición de intersección de tres planos estructurales, además el plano o línea de intersección sobre la cual se deslice la cuña debe tener una inclinación mayor que el ángulo de fricción interna del mineral. Esta condición se cumplirá si cuando al menos una parte de la intersección en la figura cae dentro del círculo que se logra descontar de la circunferencia exterior de la red estereográfica, que corresponde al ángulo de fricción.

⁷ HOEK, Evert; BROWN, Edwin T. Excavaciones Subterráneas en Roca. México: McGRAW-HILL. 1985, p 227.

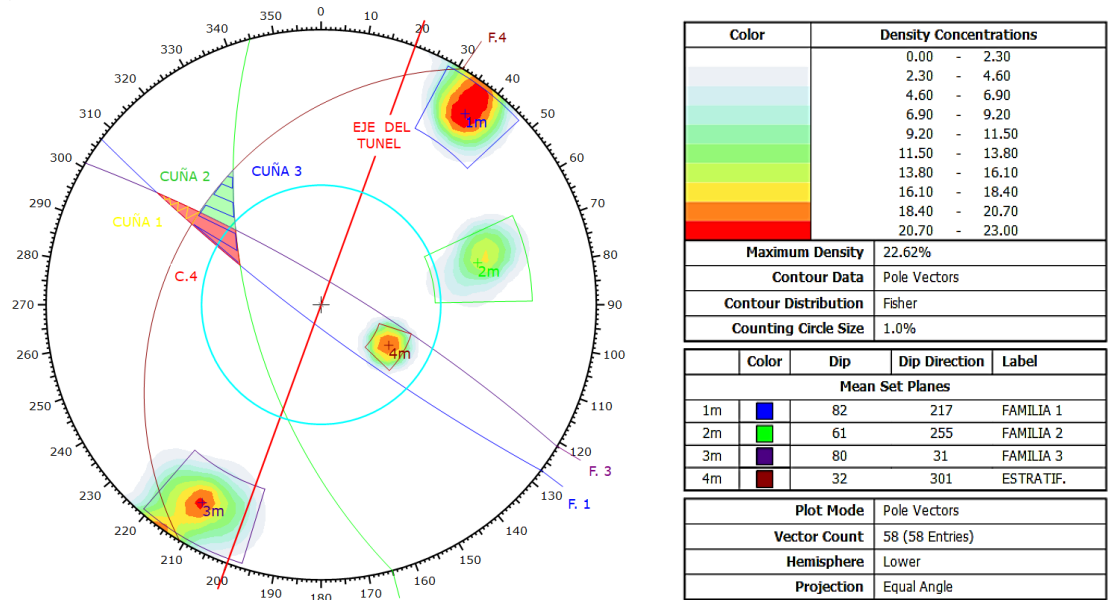
Figura 14. Condiciones estables para la cuña.



Fuente: Excavaciones Subterráneas en Roca - Hoek & Brown.

Para el caso de las cuñas formadas por las intersecciones de las discontinuidades presentes en el sexto nivel se determino la condición de inestabilidad para la cuña 3 formada por las FF.DD. 1, 2 y 4, y la cuña 4 formada por las FF.DD. 1, 2 y 3. En el caso de la cuña 3 dos vertices que conforman la cuña se encuentran contenidos en el círculo de representación del ángulo de fricción interna y el buzamiento de los planos de intersección por donde posiblemente se deslice la cuña son mayores al ángulo de fricción establecido para el mineral de hierro. Para la cuña 4 uno de sus vertices esta contenido en el círculo de representación para el ángulo de fricción interna y los buzamientos de los planos son elevados lo que permite la condicion inicial para el deslizamiento de la cuña.

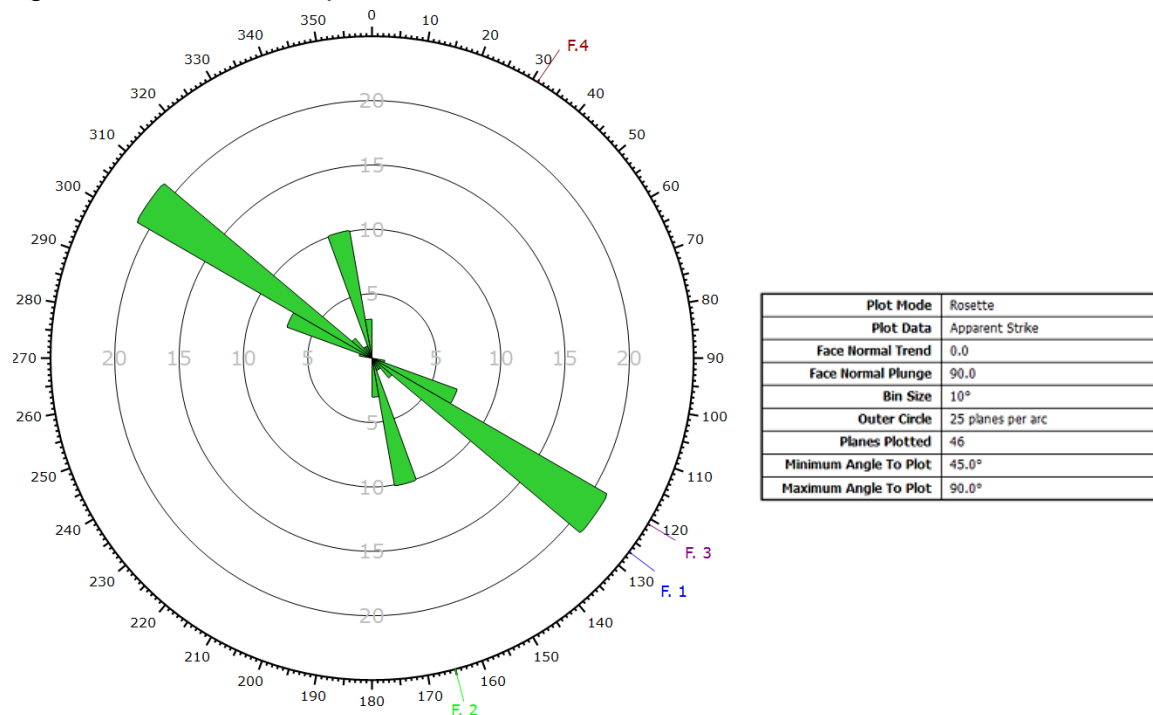
Figura 15. Análisis de estabilidad, cuñas Sexto Nivel.



Fuente: Resultado del Estudio.

La dirección o frecuencia de las discontinuidades se presenta hacia el NW, lo cual es representativo de los datos tomados en campo, como se observa en el diagrama de rosetas de la figura 16.

Figura 16. Orientación planos discontinuidades Sexto Nivel.



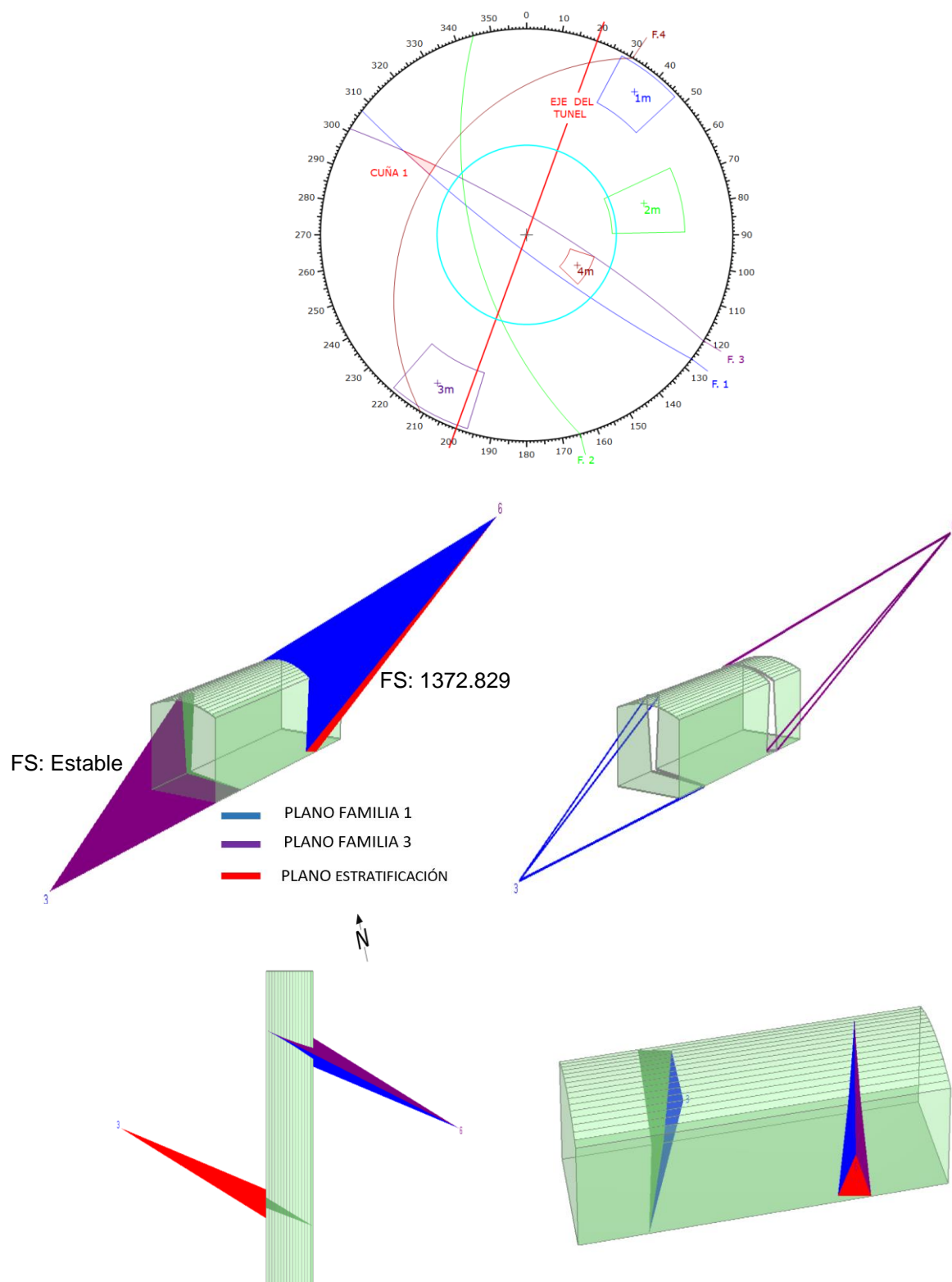
Fuente: Datos del Estudio.

. Análisis de estabilidad para las cuñas.

Mediante el software Unwedge de Rocscience se estimó la geometría y la ubicación de las cuñas de acuerdo a las familias de discontinuidades presentes en la proyección del túnel. Las cuñas que se presentan son de deslizamiento ya que se cumple con la intersección de tres planos de discontinuidades que definen una base triangular. Su característica se basa en que una de las familias de discontinuidades debe estar buzando hacia el interior de la base triangular y los otros dos planos buzcan hacia afuera de ésta lo que permite que la proyección horizontal del vértice caiga por fuera de la base de la cuña.

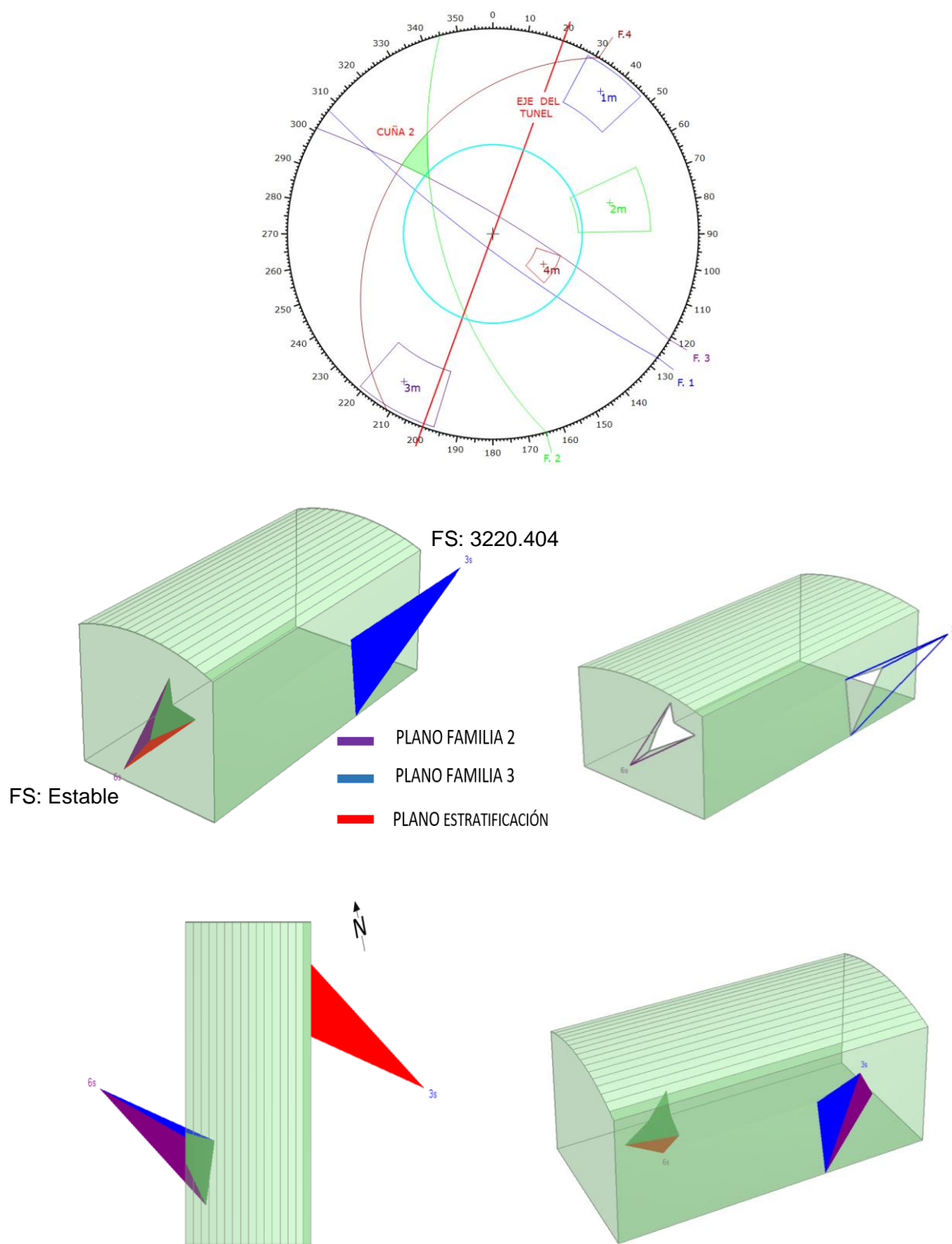
A continuación, se muestra la geometría de las cuñas, su ubicación respecto al dimensionamiento y eje del túnel en diferentes perspectivas o vistas. Además, se presenta el Factor de Seguridad para éstas.

Figura 17. Cuña 1 - Sexto Nivel (intersección F.D 1,3 y Estratificación).



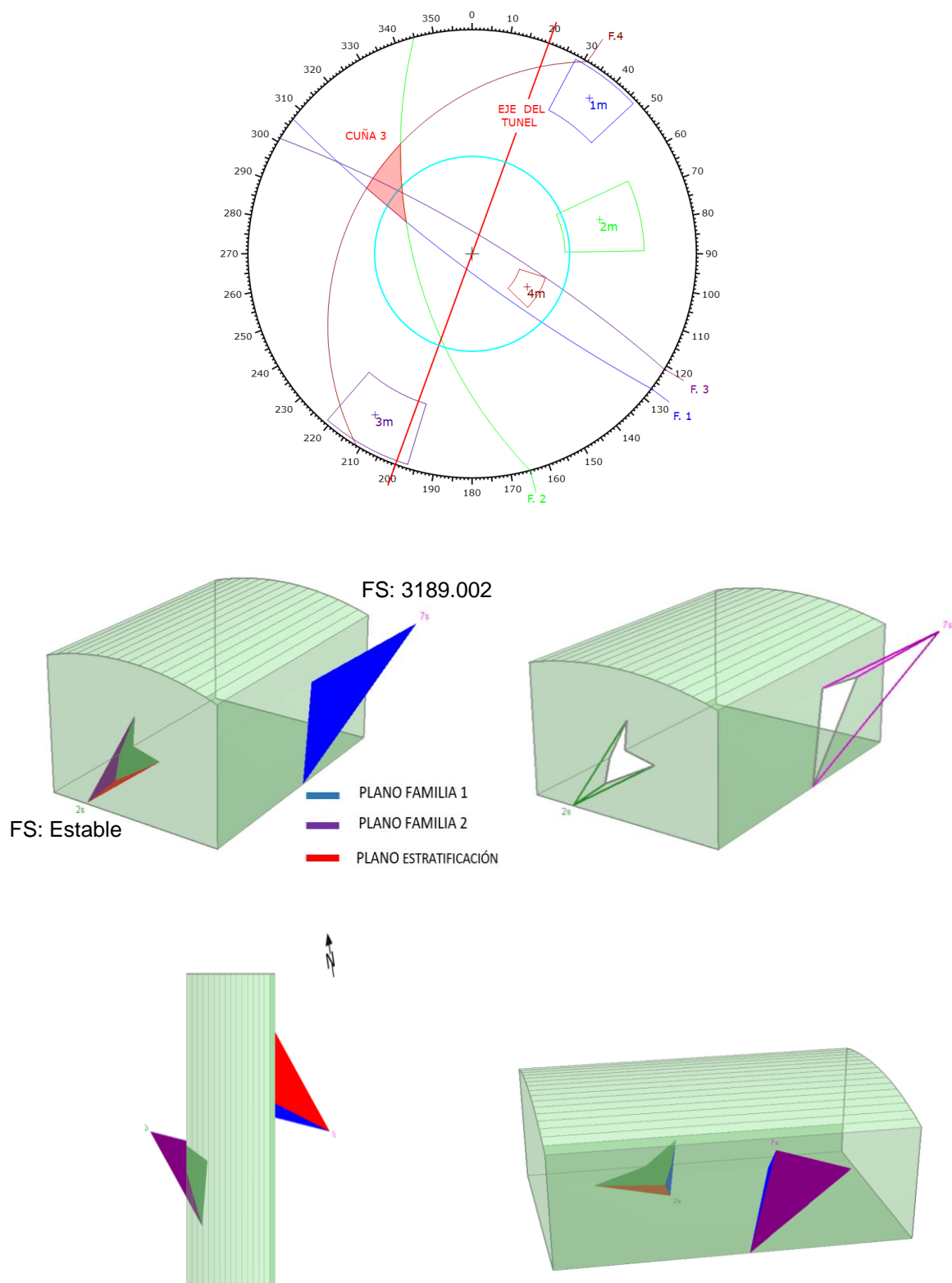
Fuente: Resultado del Estudio.

Figura 18. Cuña 2, Sexto Nivel intersección F.D 2,3 y Estratificación.



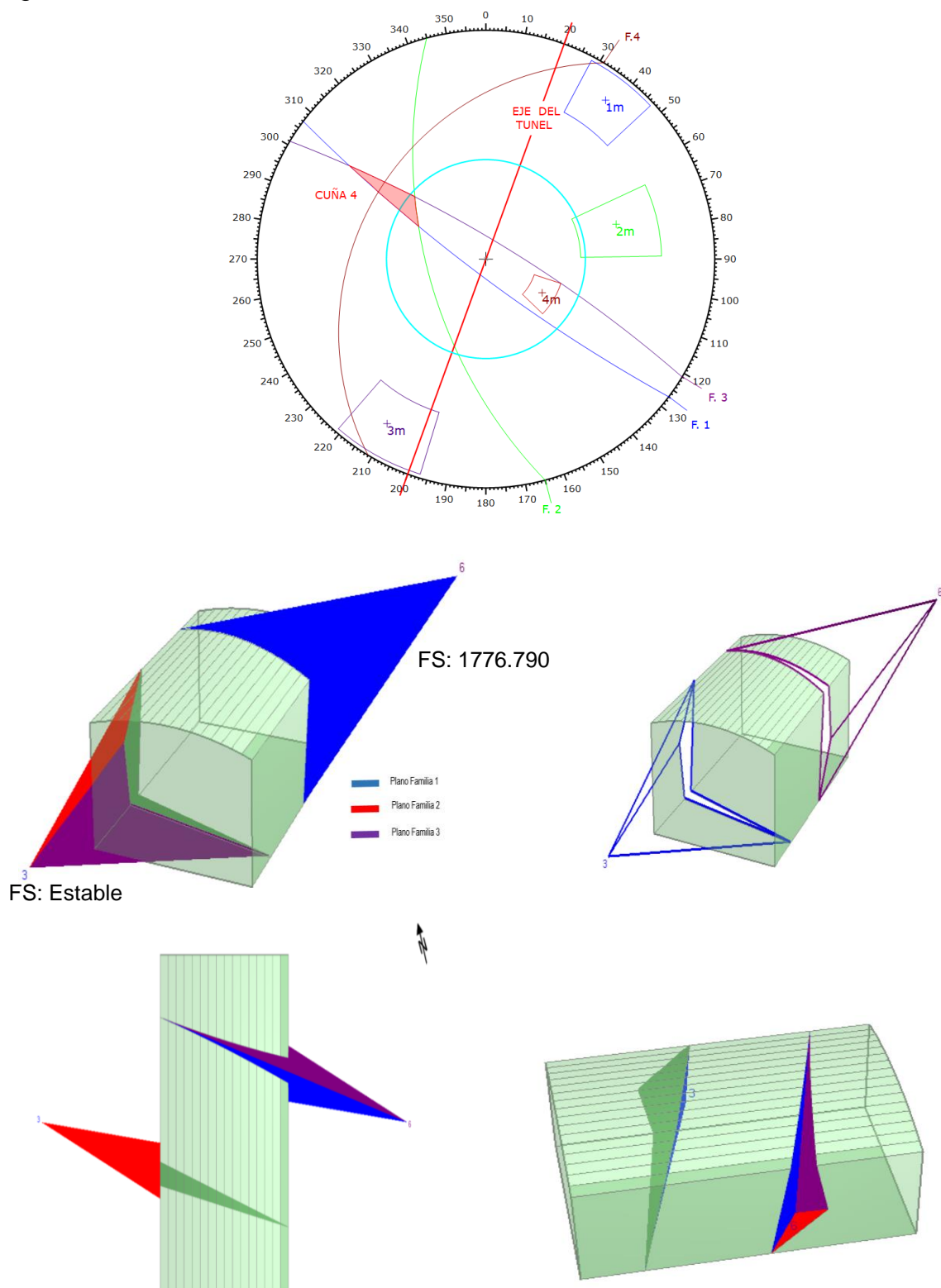
Fuente: Resultado del Estudio.

Figura 19. Cuña 3, Sexto Nivel intersección F.D 1,2 y Estratificación.



Fuente: Resultado del Estudio.

Figura 20. Cuña 4, Sexto Nivel intersección F.D 1,2,3.

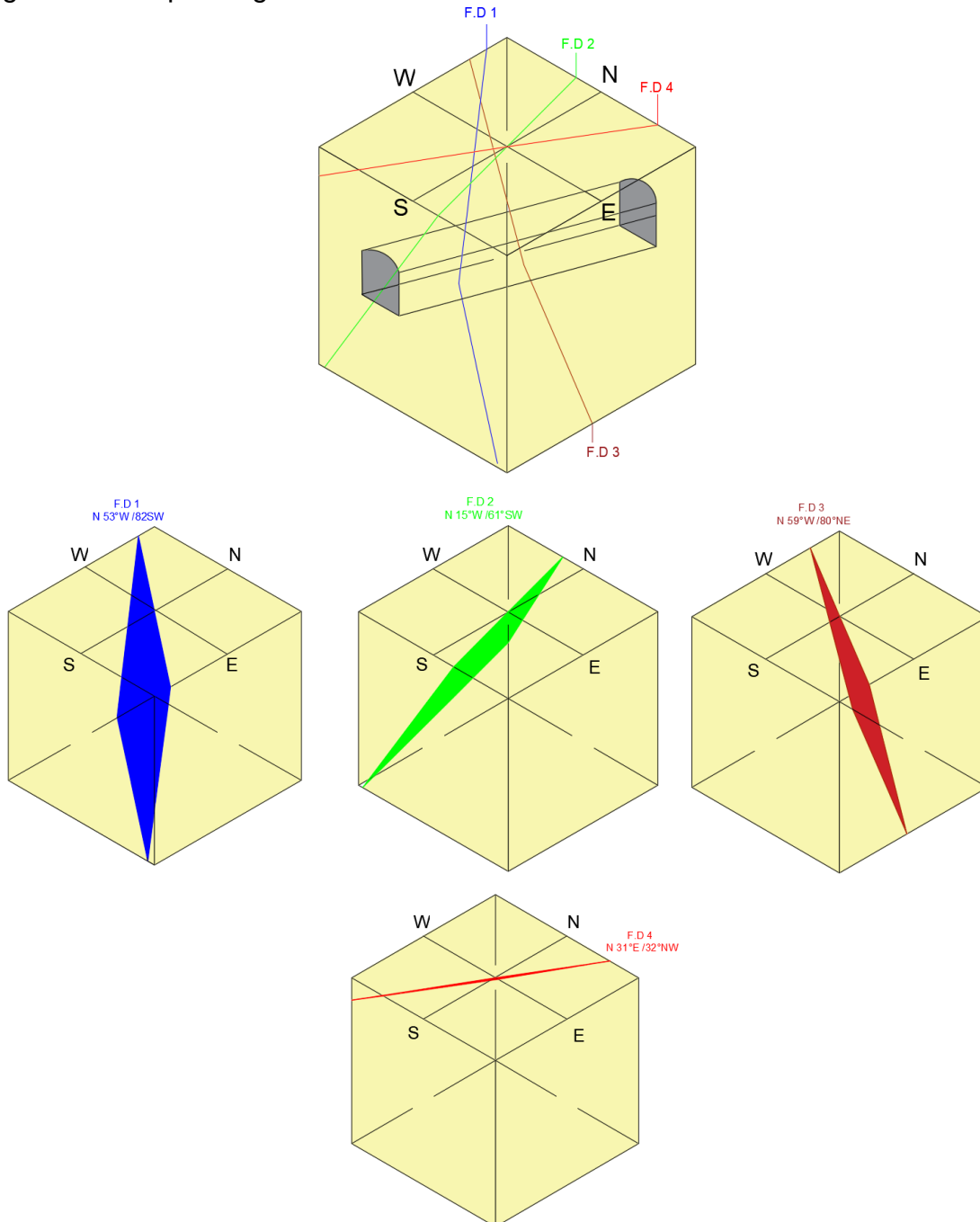


Fuente: Resultado del Estudio.

. Bloque Diagrama Sexto Nivel

A continuación, se muestra la representación gráfica en bloque diagrama del túnel del Sexto Nivel y las familias de discontinuidades presentes en el área de estudio.

Figura 21. Bloque diagrama Sexto Nivel.

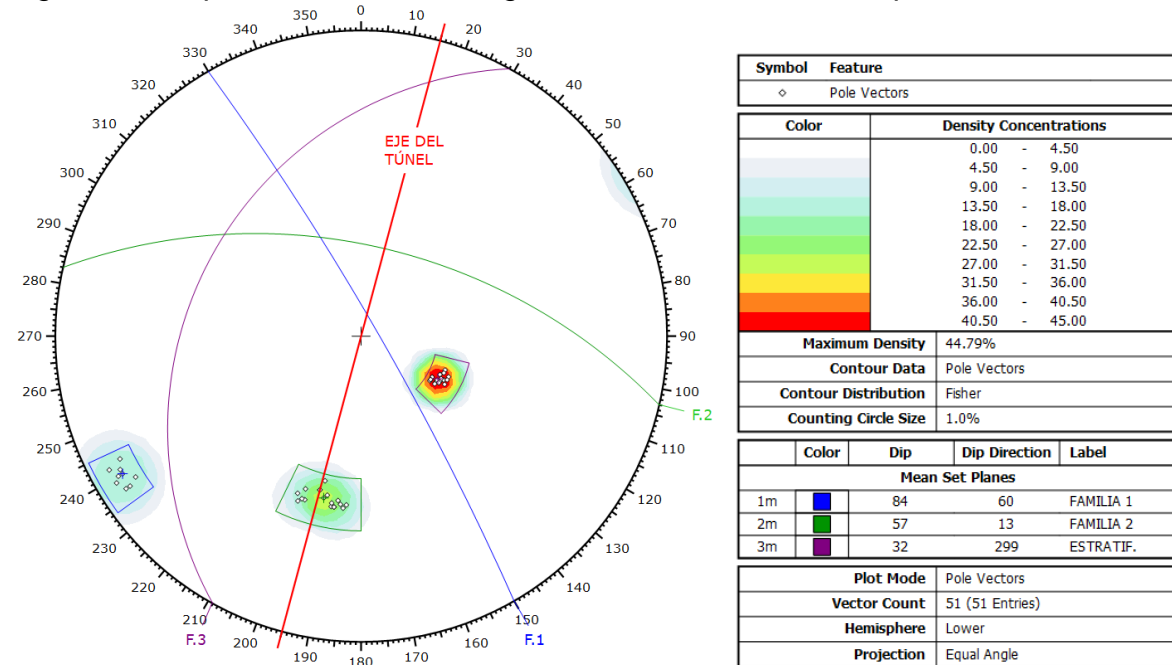


Fuente: Resultado del Estudio.

. Análisis Discontinuidades Séptimo Nivel.

Para el séptimo nivel inferior se obtuvieron los siguientes resultados del análisis estructural representado en el software Dips.

Figura 22. Representación estereográfica discontinuidades Séptimo Nivel.



Fuente: Resultado del Estudio.

Se identificaron tres familias de discontinuidades, de acuerdo con las proyecciones estereográficas perpendiculares al plano estructural o polos, en donde se observan tres zonas de concentración. Las direcciones representativas de las Familias de discontinuidades son:

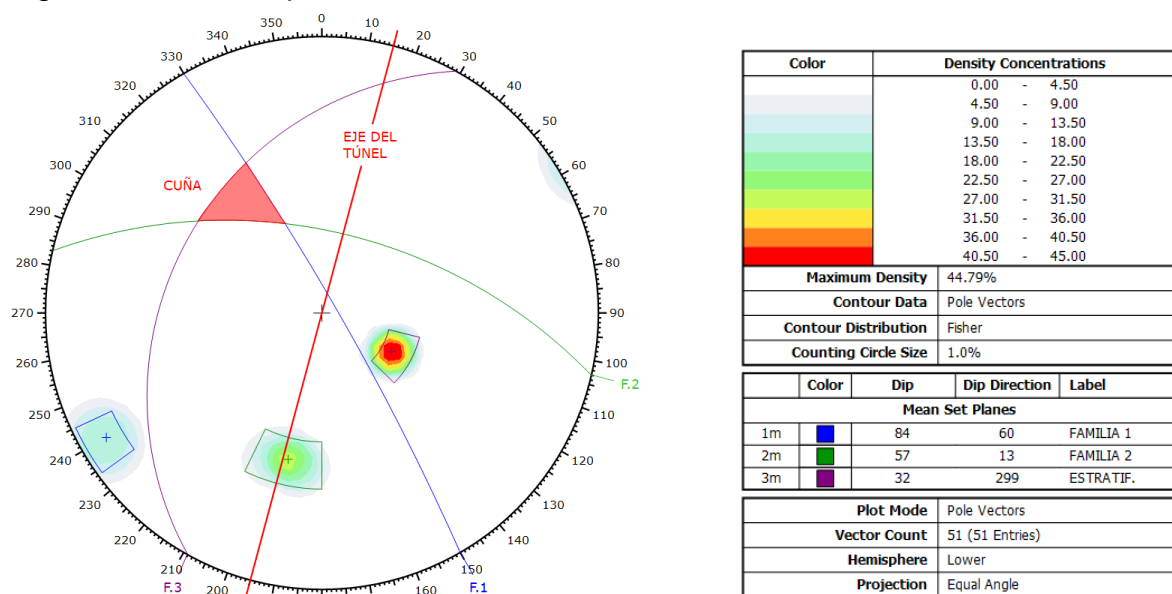
Cuadro 11. Familia discontinuidades, Séptimo Nivel.

Familia de Discontinuidades	1	2	3
Rumbo	N 30° W	N 77° W	N 29° E
Buzamiento	84	57	32

Fuente: Resultado del Estudio.

Se observa que las tres familias de discontinuidades se intersectan entre sí, por sus planos estructurales formando una cuña la cual es representada en la red estereográfica.

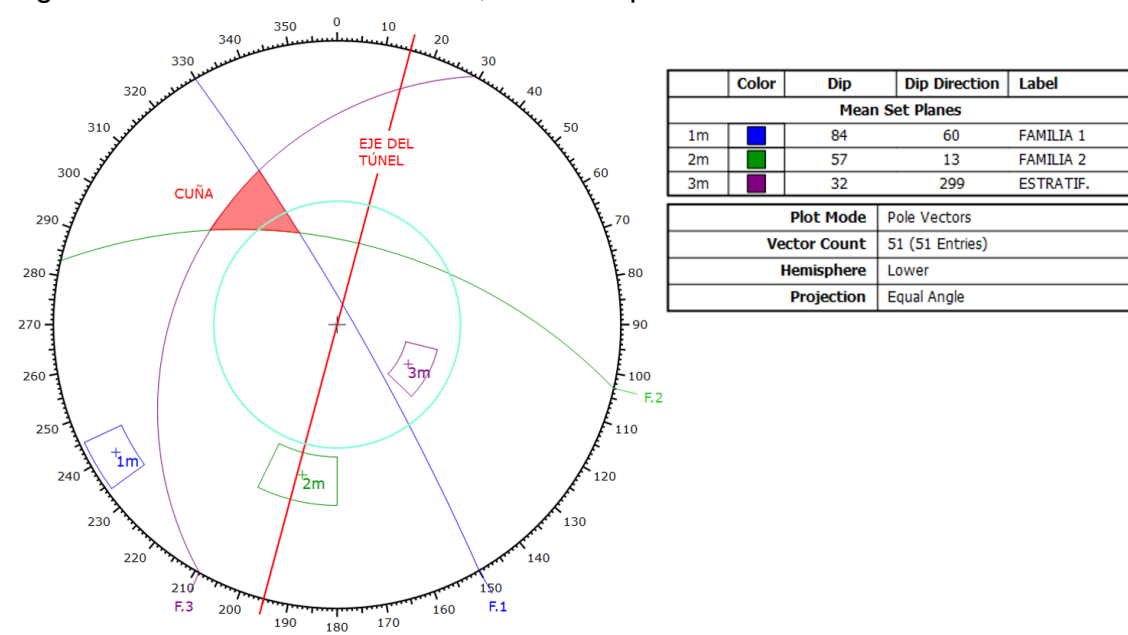
Figura 23. Cuña Séptimo Nivel.



Fuente: Resultado del Estudio.

Para el caso del séptimo nivel la cuña formada por las familias de discontinuidades analizadas presenta una condición inestable, ya que uno de los vértices que conforma la figura de la cuña se encuentra contenido en el círculo de representación del ángulo de fricción interna y el buzamiento de los planos de intersección por donde posiblemente se deslice la cuña es mayor al ángulo de fricción para el mineral de hierro que es de 43° .

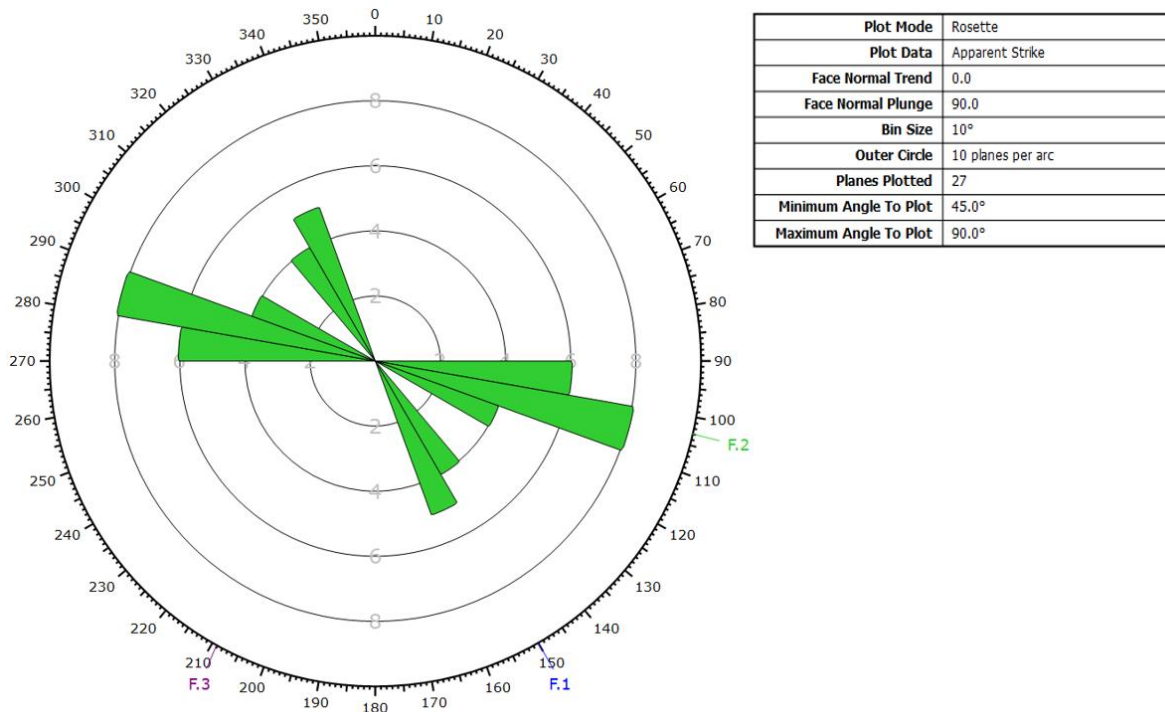
Figura 24. Análisis de estabilidad, cuñas Séptimo Nivel.



Fuente: Resultado del Estudio.

La dirección o frecuencia de las discontinuidades se presenta hacia el NW, lo cual es representativo de los datos tomados en campo, como se observa en el diagrama de rosetas de la siguiente figura.

Figura 25. Orientación planos discontinuidades Séptimo Nivel.

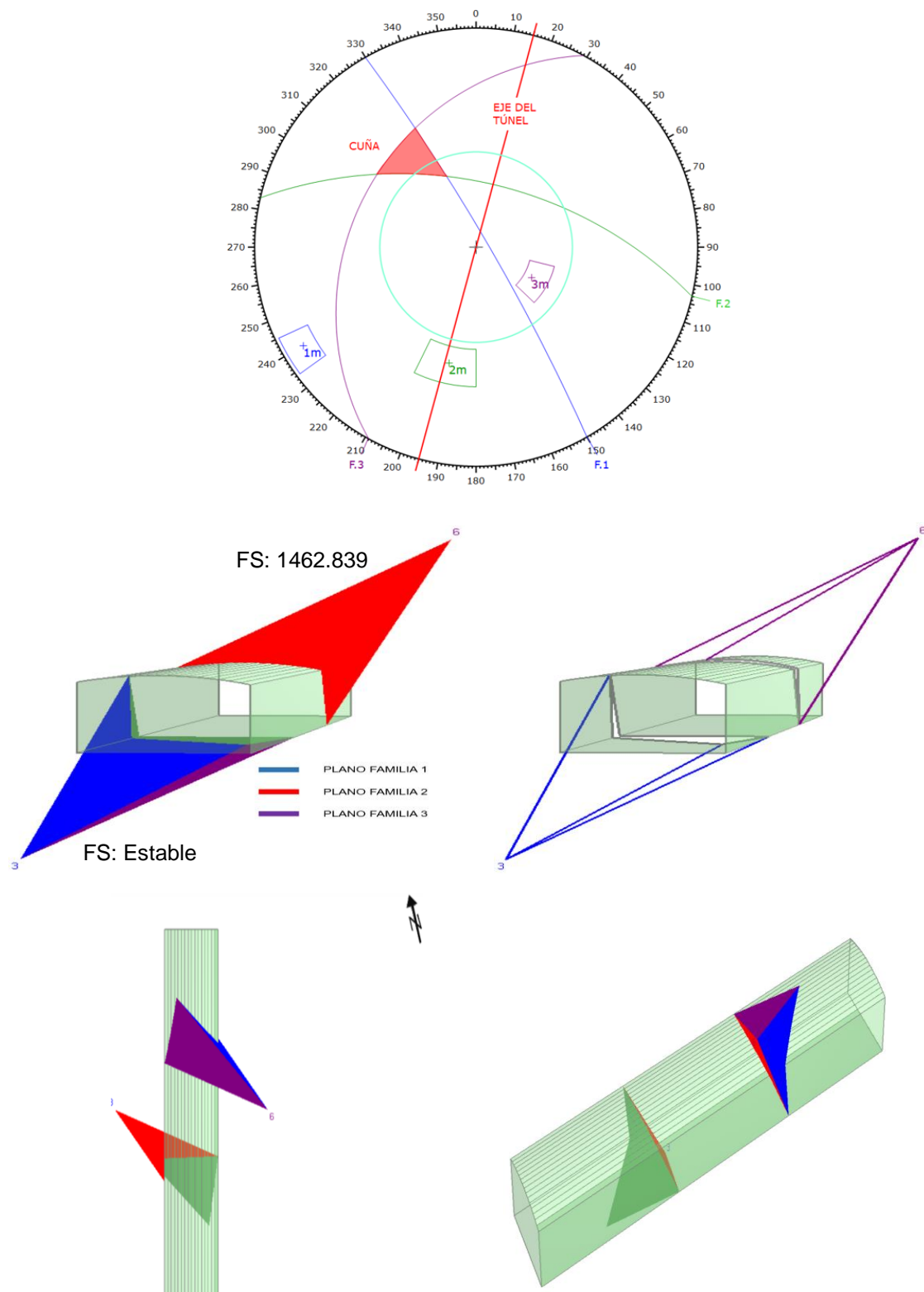


Fuente: Resultado del Estudio.

. Análisis de Estabilidad para la Cuña del Séptimo Nivel.

se estimó la geometría y la ubicación de las cuñas de acuerdo con las familias de discontinuidades presentes en la proyección del túnel. Las cuñas que se presentan son cuñas de deslizamiento, ya que se cumple con la intersección de tres planos de discontinuidades los cuales definen una base triangular, su característica se basa en que una de las familias de discontinuidades tiene su buzamiento con sentido hacia el interior de la base triangular y los otros dos planos buzan hacia afuera, y la proyección horizontal del vértice cae por fuera de la base de la cuña. En la figura 25, se muestra la geometría de la cuña y su ubicación respecto al dimensionamiento y eje del túnel en diferentes vistas.

Figura 26. Cuña Séptimo Nivel, intersección F.D 1,2 y plano de Estratificación.

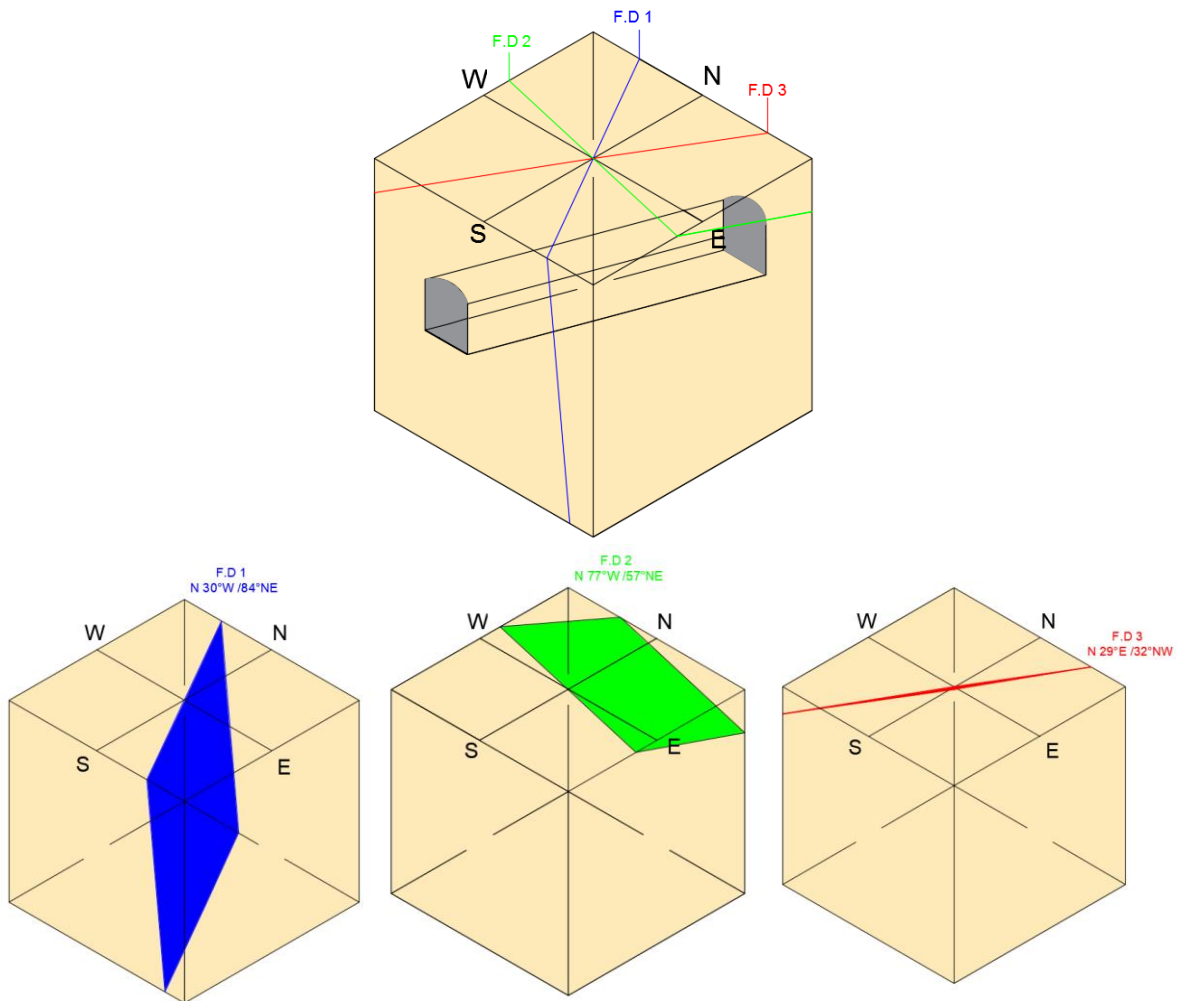


Fuente: Resultado del Estudio.

. Bloque Diagrama Séptimo Nivel

A continuación, se muestra la representación gráfica en bloque diagrama del túnel del Séptimo Nivel y las familias de discontinuidades presentes en el área de estudio.

Figura 27. Bloque diagrama Séptimo Nivel.



Fuente. Resultado del estudio.

3.3.2 Clasificación geomecánica. La información estructural y mecánica del macizo rocoso se presenta en el formato de clasificación geomecánica RMR propuesto por Bieniawski⁸, esta clasificación relaciona índices de calidad de la roca con parámetros geotécnicos del macizo rocoso en excavaciones y sostenimiento para túneles. Bieniawski en 1973 publicó los detalles de una clasificación para las masas de roca llamada Rock Mass Rating system (RMR) la cual fue modificada

⁸ BIENIAWSKI, Z. T. Engineering Rock Mass Classifications. Pennsylvania: The Pennsylvania State University. 1989, p 51-69. ISBN 0-471-60172-1.

sucesivamente en 1976, 1979, 1984 y 1989 en base a más de 300 casos reales de túneles, taludes y cimentaciones. Esta clasificación geomecánica consta de un índice de calidad RMR que es independiente de la estructura, además incorpora un factor de corrección que depende de la orientación de las discontinuidades y que tiene valores diferentes según se aplique a túneles, cimentaciones o taludes. El RMR se obtiene estimando los siguientes seis parámetros del macizo:

1. Resistencia de la roca inalterada (compresión uniaxial)
2. Designación de Calidad de la Roca (RQD).
3. Espaciamiento de las discontinuidades.
4. Estado de las discontinuidades.
5. Condiciones del agua subterránea.
6. Orientación de las discontinuidades.

Al aplicar este sistema de clasificación, la masa rocosa se divide en una serie de estructuras o regiones y cada región se clasifica por separado. Los límites de las regiones estructurales generalmente coinciden con una característica estructural importante como una falla o un cambio en el tipo de roca. Según E. Hoek⁹, en algunos casos donde se presentan cambios significativos en el espaciado o características de las discontinuidades dentro del mismo tipo de roca es necesario realizar una división de la masa rocosa en una serie de pequeñas regiones estructurales.

A continuación, se presentan las características de las discontinuidades presentes en los puntos de control estructural.

Orientación: Se define en una discontinuidad por su buzamiento y su dirección de buzamiento, la determinación de la orientación media de cada familia se establece a partir de valores estadísticos.

Separación o Espaciado: Es la distancia perpendicular entre planos de discontinuidad de una misma familia. Influye en el comportamiento global del macizo rocoso y define el tamaño de los bloques de la matriz rocosa que está conformada por diferentes familias.

Continuidad o Longitud de la Discontinuidad: Es la extensión del plano de discontinuidad, el cual define en gran parte si la matriz rocosa va a estar involucrada o no en los procesos de rotura del macizo rocoso, y en qué grado condiciona los parámetros de resistencia global del mismo.

⁹ HOEK, Evert. Practical Rock Engineering. Vancouver. 2006.

Rugosidad: Determina en un plano la resistencia al corte. A mayor rugosidad mayor es la resistencia, y la presencia de irregularidades dificulta el movimiento durante los procesos de desplazamiento tangencial por corte a favor de las discontinuidades.

Abertura: Es la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno. La influencia de la abertura en la resistencia al corte es importante incluso en discontinuidades muy cerradas, al modificar las tensiones efectivas que actúan sobre las paredes.

Relleno: Se define como el tipo de material que se presenta entre las paredes de la discontinuidad. Su influencia se observa en el comportamiento de la discontinuidad, debido a rellenos arcillosos o blandos los cuales en contacto con el agua se expanden y pierden resistencia al corte al disminuir las tensiones efectivas actuantes sobre los planos de discontinuidad.

De acuerdo con Deere¹⁰ el RQD o Designación de la Calidad de Roca es un parámetro indicador para las zonas de roca de baja calidad presentes en el macizo rocoso. Este parámetro es un elemento básico en los principales sistemas de clasificación geomecánica como el RMR y el sistema Q. Se determina midiendo el porcentaje de núcleos que se recuperan en piezas enteras de longitud de 100 mm o más a lo largo del total del barrenado. Los testigos que no estén duros o firmes no deben contarse, aunque midan más de 100 mm de longitud. El parámetro RQD se ha usado en diferentes partes y se ha comprobado que es muy útil en la clasificación del macizo rocoso para la selección del refuerzo en túneles. Se define por la siguiente expresión:

$$\text{RQD (\%)} = 100 \times \frac{\text{Longitud de los núcleos mayores de 100 mm}}{\text{largo del barrenado}}$$

En la mina de hierro el Uvo, se llevaron a cabo sondeos con recuperación de núcleos en el sexto y séptimo nivel como parte del control geotécnico que realiza el departamento de Geología de Acerías Paz del Río, a modo general este parámetro no presenta variabilidad en las zonas de estudio presentando el siguiente valor:

$$\text{RQD (\%)} = 100 \times \frac{1300 \text{ mm}}{1500 \text{ mm}} = \text{RQD (\%)} = 86.67$$

¹⁰ DEERE, D. U. The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice. In rock classification systems for engineering purposes", (ed. L. Kirkaldie), ASTM Special Publication 984, 91-101. Philadelphia: Am. Soc. Test. Mat.

El cuadro 12 muestra los parámetros de clasificación geomecánica RMR que se tienen en cuenta para determinar la calidad del macizo rocoso para los puntos de control estructural indicados en la figura 11. Para el caso del Sexto Nivel se obtuvo una valuación del macizo Clase II con puntuación de 64 descrito como Bueno. Al realizar las correcciones por el factor de rumbo y buzamiento de las discontinuidades respecto a la orientación del eje del túnel, se tiene que la familia 1 presenta orientación perpendicular al eje de la labor con buzamiento promedio de 82° en contra del avance, clasificándose como regular respecto a la orientación del túnel, la familia 3 presenta orientación perpendicular al eje del túnel con buzamiento promedio de 80° en favor del avance, siendo muy favorable a la orientación del túnel la familia 2 con orientación paralela al eje del túnel presenta buzamiento en promedio de 61° clasificándose como muy desfavorable y por último la familia 4 tiene orientación paralela al eje de la labor con buzamiento o inmersión de 32° presentándose como regular respecto a la orientación del túnel. Por consiguiente, es necesario realizar el ajuste por orientación de las discontinuidades respecto a la orientación del túnel dando como resultado un macizo rocoso clase III con puntuación de 59, descrito como regular para el Sexto Nivel.

Para el caso del Séptimo Nivel, se muestra en el cuadro 13 los parámetros de clasificación geomecánica RMR que se tienen en cuenta para determinar la calidad del macizo rocoso. Para este caso se obtuvo una valuación del macizo clase II, con puntuación de 74 y descrito como Bueno. Al realizar las correcciones por el factor de rumbo y buzamiento de las discontinuidades respecto a la orientación del eje del túnel, se tiene que la familia 1 presenta orientación paralela al eje del túnel con buzamiento promedio de 84° , clasificándose como muy desfavorable, la orientación de la familia 2 es perpendicular al eje del túnel con buzamiento promedio de 57° en favor del avance, presentándose muy favorable respecto a la orientación del túnel, la familia 3 tiene orientación paralela al eje del túnel con buzamiento en promedio de 32° presentándose como regular respecto a la orientación del túnel. Por consiguiente, es necesario realizar el ajuste por orientación de las discontinuidades, dicho ajuste indica una condición regular de las discontinuidades respecto a la orientación del túnel dando como resultado un macizo rocoso clase II con puntuación general de 69, descrito como bueno.

Cuadro 12. Clasificación geomecánica RMR Sexto Nivel - (Bieniawski 1989).

A. Clasificación de los parámetros y su Evaluación									
1	Resistencia de la matriz rocosa		Carga por punta	>10 MPa	4 -10 MPa	2-4 MPa	1-2 Mpa	Para esta escala baja- la prueba de la compresiva uniaxial es preferible.	
	Resistencia a comp. Uniaxial		>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 Mpa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
Valuación			15	12	7	4	2	1	0
2	RQD Calidad de la base taladro		90% - 100%	75% - 90%	50%- 75%	25% - 50%	< 25%		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de las Discontinuidades		>2 mm	0.6 - 2 m	200- 600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Condiciones de las Discontinuidades (Ver E)		Superficie muy Rugosas, sin continuidad, sin Separación, paredes de roca sana.	Superficies algo Rugosas, Separación <1mm paredes de roca ligeramente meteorizadas	Superficies algo Rugosas, Separación < 1 mm paredes de roca altamente meteorizadas.	Superficies pulidas o relleno < 5 mm. Espesor o fisuras abiertas 1 - 5 mm fisuras continuas	Relleno blando > 5 mm o fisuras abiertas > 5 mm fisuras Continuas.		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua Subteranea	Caudal de infiltración por 10 m de tunel (litros / minuto)	Ninguno	< 10	10 -25	25 - 125	> 125		
		Relacion (presión del agua / esfuerzo principal o mayor)	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Estado General	Totalmente Seco	Humedo	Sólo Humedo (agua de intersticios)	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
	Valoración		15	10	7	4	0		
B. Ajuste de Valuación por orientación de Discontinuidades (Ver F)									
Dirección y Buzamiento			Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable		
Puntuación	Túneles		0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes		0	-5	-25	-50	-60		
C. Clasificación de la roca según el total de Valuación									
Puntuación			100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21		
Clase			I	II	III	IV	V		
Descripción			Muy Buena	Buena	Regular	Mala	Muy Mala		
D. Significado de la clasificación del macizo rocoso									
Clase			I	II	III	IV	V		
Tiempo de sostenimiento y longitud del claro			20 años con 15 m de claro	1 año con 10 m de claro	1 semana con 5 m de claro	10 horas con 2.5 m de claro	30 minutos con 1m de claro		
Cohesion (Kpa)			> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100		
Angulo de fricción interna °			> 45°	35° - 45°	25° -35°	15° - 25°	< 15°		
E. Directrices para la clasificación de las condiciones de discontinuidad									
Longitud Discontinuidad (persistencia)			< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	>20 m		
Valuación			6	4	2	1			
Separación (apertura)			Ninguna	< 0.1 mm	0.1 - 10 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
Valuación			6	5	4	1	0		
Rugosidad			Muy Rugosa	Rugosas	Ligeramente Rugosa	Ondulada	Suave		
Valuación			6	5	3	1	0		
Relleno			Ninguna	Relleno duro < 5mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5mm	Relleno blando > 5mm		
Valuación			6	4	2	2	0		
Meteorización			No Meteorizada	Ligeramente Meteorizada	Moderadamente Meteorizada	Altamente Meteorizada	Descompuesta		
Valuación			6	5	3	1	0		
F. Efecto de la Dirección de las Discontinuidades principales (Rumbo , Buzamiento)respecto a la orientación del Tunel									
Rumbo de las discontinuidades: Perpendicular al eje del Túnel					Rumbo de las discontinuidades: Paralela al eje del Túnel			Buzamiento 0° - 20°	
Excavación con sentido del Buzamiento		Excavación contra Buzamiento		Buz. 45° - 90°		Buz. 20° - 45°		Cualquier Dirección	
Buz. 45° - 90°	Buz. 20° - 45°	Buz. 45° - 90°	Buz. 20° - 45°	Muy Desfavorable		Regular		Desfavorable	
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable						

Fuente: Datos del Estudio.

Cuadro 13. Clasificación geomecánica RMR Séptimo Nivel (Bieniawski 1989).

A. Clasificación de los parametros y su Evaluación									
1	Resistencia de la matriz rocosa		Carga por punta	>10 MPa	4 -10 MPa	2-4 MPa	1-2 Mpa	Para esta escala baja- la prueba de la compresiva uniaxial es preferible.	
			Resistencia a comp. Uniaxial	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa
	Valoración		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD Calidad de la base taladro		90% - 100%	75% - 90%	50%-75%	25% - 50%	<25%		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de las Discontinuidades		>2 mm	0.6 -2 m	200- 600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Condiciones de las Discontinuidades (Ver E)		Superficie muy Rugosas, sin continuidad, sin Separación, paredes de roca sana.	Superficies algo Rugosas, Separación <1mm paredes de roca ligeramente meteorizadas	Superficies algo Rugosas, Separación < 1 mm paredes de roca altamente meteorizadas.	Superficies pulidas o relleno < 5 mm. Espesor o fisuras abiertas 1 - 5 mm fisuras continuas	Relleno blando > 5 mm o fisuras abiertas > 5 mm fisuras Continuas.		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua Subteranea	Caudal de infiltración por 10 m de tunel (litros / minuto)	Ninguno	< 10	10 -25	25 - 125	> 125		
		Relacion (presión del agua / esfuerzo principal o mayor)	0	<0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Estado General	Totalmente Seco	Humedo	Sólo Humedo (agua de intersticios)	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
	Valoración		15	10	7	4	0		
B. Ajuste de Valoración por orientación de Discontinuidades (Ver F)									
Dirección y Buzamiento			Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable		
Puntuación	Túneles		0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes		0	-5	-25	-50	-60		
C. Clasificación de la roca según el total de Valoración									
Puntuación			100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21		
Clase			I	II	III	IV	V		
Descripción			Muy Buena	Buena	Regular	Mala	Muy Mala		
D. Significado de la clasificación del macizo rocoso									
Clase			I	II	III	IV	V		
Tiempo de sostenimiento y longitud del claro			20 años con 15 m de claro	1 año con 10 m de claro	1 semana con 5 m de claro	10 horas con 2.5 m de claro	30 minutos con 1m de claro		
Cohesion (Kpa)			> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100		
Angulo de fricción interna °			> 45°	35° - 45°	25° -35°	15° - 25°	< 15°		
E. Directrices para la clasificación de las condiciones de discontinuidad									
Longitud Discontinuidad (persistencia)			< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	>20 m		
Valoración			6	4	2	1	0		
Separación (apertura)			Ninguna	<0.1 mm	0.1 - 10 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
Valoración			6	5	4	1	0		
Rugosidad			Muy Rugosa	Rugosas	Ligeramente Rugosa	Ondulada	Suave		
Valoración			6	5	3	1	0		
Relleno			Ninguna	Relleno duro < 5mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5mm	Relleno blando > 5mm		
Valoración			6	4	2	2	0		
Meteorización			No Meteorizada	Ligeramente Meteorizada	Moderadamente Meteorizada	Altamente Meteorizada	Descompuesta		
Valoración			6	5	3	1	0		
F. Efecto de la Dirección de las Discontinuidades principales (Rumbo , Buzamiento) respecto a la orientación del Tunel									
Rumbo de las discontinuidades: Perpendicular al eje del Túnel					Rumbo de las discontinuidades: Paralela al eje del Túnel			Buzamiento 0° - 20° Cualquier Dirección	
Excavación con sentido del Buzamiento		Excavación contra Buzamiento		Buz. 45° - 90°		Buz. 20° - 45°			
Buz. 45° - 90°	Buz. 20° - 45°	Buz. 45° - 90°	Buz. 20° - 45°	Muy Desfavorable		Regular		Desfavorable	
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable						

Fuente: Datos del Estudio.

Cuadro 14. Puntaje, dirección, inclinación de discontinuidad respecto al eje del túnel.

		DIRECCIÓN DE LA DISCONTINUIDAD CON RESPECTO AL EJE DEL TÚNEL									
		Desfavorable 0° a 30° (-8, -7 puntos)				Favorable 30° a 60° (-6, -4 puntos)			Muy Favorable 60° a 90° (-3, -1 puntos)		
				0°- 10°	10°- 20°	20°- 30°	30°- 40°	40°- 50°	60°- 70°	70°- 80°	80°- 90°
A T Ú N G N E L L O I D I C S L C I O N A T C I N U I D A D	Desfavorable 0° a 10° -8 puntos		P	-8	-7	-6	-5	-4	-3	-2	-1
		0°- 10°	-8	-16	-15	-14	-13	-12	-11	-10	-9
		10°- 20°	-7	-15	-14	-13	-12	-11	-10	-9	-8
	Favorable 30° a 60° -6 puntos	20°- 30°	-6	-14	-13	-12	-11	-10	-9	-8	-7
		30°- 40°	-5	-13	-12	-11	-10	-9	-8	-7	-6
		40°- 50°	-4	-12	-11	-10	-9	-8	-7	-6	-5
	Muy Favorable 60° a 90° -3 puntos	60°- 70°	-3	-11	-10	-9	-8	-7	-6	-5	-6
		70°- 80°	-2	-10	-9	-8	-7	-6	-5	-4	-3
		80°- 90°	-1	-9	-8	-7	-6	-5	-4	-3	-2

Fuente: Resultado del estudio.

En el cuadro 14, se muestra en color azul la puntuación de la dirección de las familias de discontinuidades presentes en el Sexto Nivel y en marrón la puntuación de las familias de discontinuidades del Séptimo Nivel con relación al eje del túnel. En verde se da la puntuación respectiva al ángulo de inclinación formado entre el túnel y las familias de discontinuidades, siendo el túnel para el caso de estudio una labor con inclinación de 1° a 2° que se toma como horizontal.

Cuadro 15. Valoración final por corrección.

Orientación del rumbo y buzamiento de las juntas	Muy favorable	Favorable	Desfavorable
Valores	-0 a -7	-7 a -13	-13 a -16

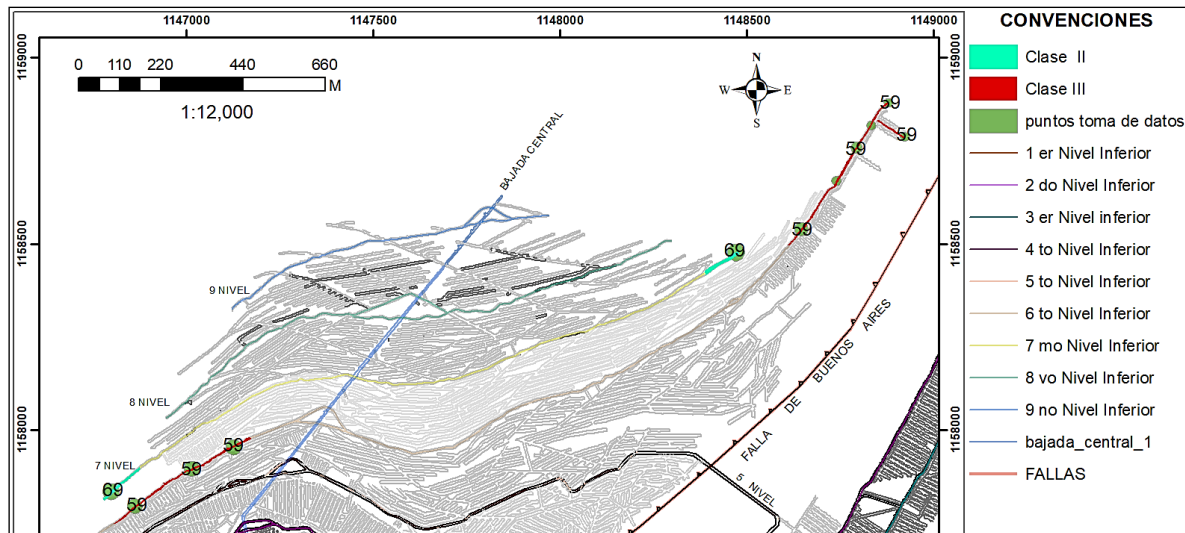
Fuente. Resultado del estudio.

Según Jaime Jojoa¹¹, se tiene una valoración por orientación de las familias de discontinuidades expuesta en el cuadro 14 con respecto a la orientación del túnel, que para el caso de estudio presenta condiciones favorables.

¹¹ JOJOA, Jaime. Modulo Dos - Apuntes de Clase Mecánica de Rocas Aplicada. Sogamoso: Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. 2017, p. 34.

En la figura 28 se muestra la zonificación geomecánica para el sexto y séptimo nivel por clase y puntaje del macizo rocoso.

Figura 28. Sectorización geomecánica basada en el RMR, Sexto y Séptimo Nivel.



Fuente: Acerías Paz del Río.

3.4 ANÁLISIS GEOTÉCNICO

La relación entre las diaclasas con las obras civiles o mineras son de gran interés tanto geológico como geotécnico. En el estudio particular de discontinuidades estructurales es conveniente analizar si los esfuerzos tectónicos que dieron origen a discontinuidades estructurales existen y de qué manera influyen en la obra proyectada. Según Chica S. Alejandro¹² es posible definir los vectores de esfuerzos máximos (σ_1), intermedio (σ_2) y mínimo (σ_3) con su rumbo y plunge, pero no es posible cuantificar o estimar sus magnitudes. Para túneles la relación con las discontinuidades se puede clasificar en:

Fracturas de paso lento: Aquellas que hacen un ángulo entre 0° y 30° con el eje del túnel proyectado.

Fracturas de paso normal: Aquellas que hacen un ángulo entre 30° y 60° con el eje del túnel proyectado.

Fracturas de paso rápido: Aquellas que hacen un ángulo entre 60° y 90° con el eje del túnel proyectado.

¹² CHICA S., Alejandro. Elementos Para El Análisis de Estructuras Geológicas. Medellín: Universidad Nacional de Colombia. Facultad de Minas. 1984, p. 52 - 70

Una de las teorías más usadas en la práctica para indicar la localización de los ejes y planos de esfuerzos principales a partir de dos planos de fracturamiento es la planteada por Mohr, y se resume en lo siguiente:

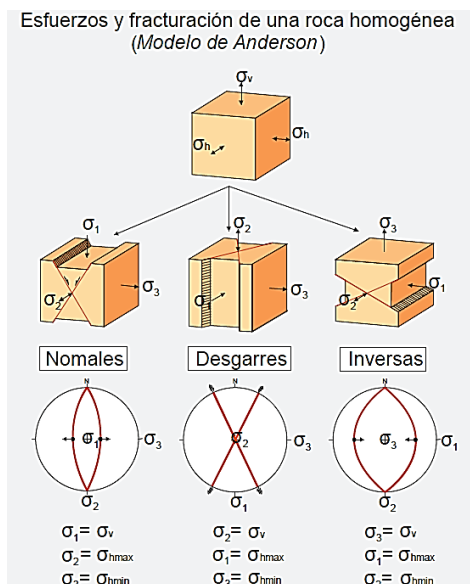
El eje de esfuerzo máximo (σ_1) se encuentra localizado en la bisectriz perpendicular a la línea de intersección de los planos de fracturamiento conjugados del ángulo diedro menor formado por los mismos planos.

El eje de esfuerzo intermedio (σ_2) es paralelo a la línea de intersección de los dos planos de fracturamiento conjugados, este eje es perpendicular a (σ_1).

El eje de esfuerzo mínimo (σ_3), es paralelo a la dirección restante y única perpendicular a los dos ejes anteriores ya definidos. En síntesis, los tres ejes de esfuerzos principales son ortogonales entre sí.

Otra teoría fue la establecida por Anderson¹³ en 1951 planteo por primera vez la relación entre el estado de esfuerzos, la simetría y la orientación de las fracturas de las rocas basándose en el criterio de fracturación de Navier-Coulomb, hoy esta teoría se conoce como “Modelo de fracturación de Anderson”. Este modelo clásico, es aún válido para sistemas de fallas de neoformación (formadas sobre roca intacta), fricción interna y con cabeceos puros de 0° a 90° y análisis de orientación de esfuerzos tectónicos.

Figura 29. Modelo de fracturamiento de Anderson.



Fuente: Tomado de Revista Reduca Serie Tectónica.

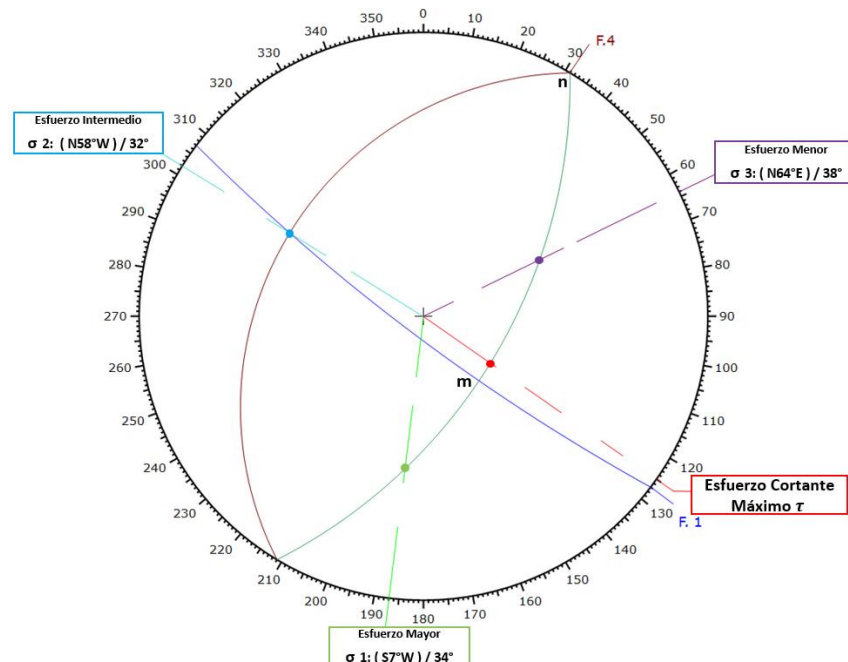
¹³ ANDERSON. Revista Reduca. Madrid, España. Serie Tectónica 2010, vol. 2, ISSN: 1989 – 6557, p. 55.

3.4.1 Determinación Esfuerzos Tectónicos. Se realizó el análisis y determinación de la orientación de los esfuerzos principales a partir de los planos de fracturamiento o familias de discontinuidades presentes en el sexto y séptimo nivel inferior de la mina de hierro el Uvo tomando como base del análisis los planos de las FF.DD más representativas. Para el caso de estudio el plano de estratificación se conjugo con los planos de las familias de discontinuidades presentes en la roca, en base a las teorías anteriormente expuestas.

. Esfuerzos Tectónicos Principales en Sexto Nivel Inferior.

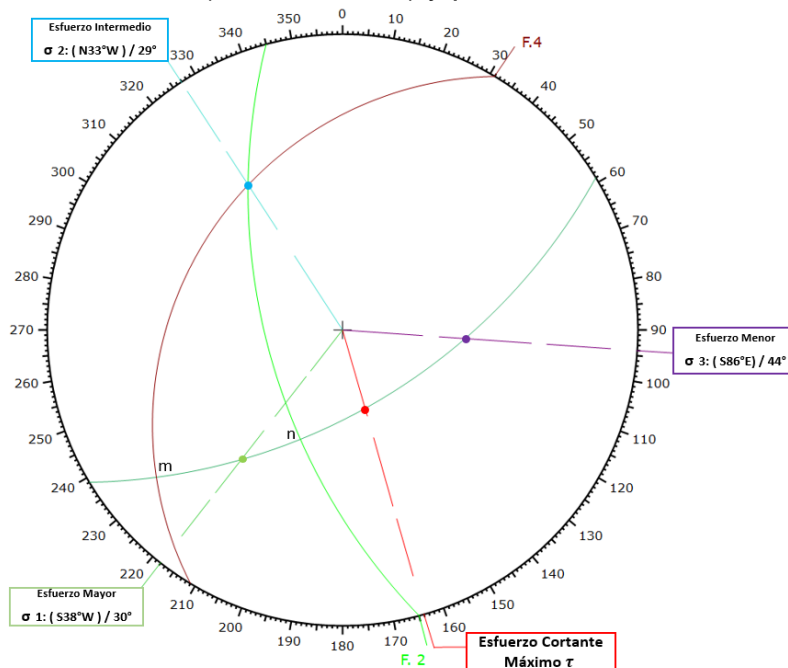
En la figura 30 se muestra para el caso particular del sexto nivel inferior la orientación y plunge del esfuerzo tectónico mayor, intermedio y menor, producto de la conjugación de las dos principales fracturas. El esfuerzo cortante máximo se encuentra a 45° del esfuerzo σ_1 sobre el plano $\sigma_1 - \sigma_3$, este plano intersecta a los arcos meridionales de las dos fracturas conjugadas en los puntos “m” y “n”. El segmento del arco meridional del plano $\sigma_1 - \sigma_3$ comprendido entre los puntos “m” y “n” define el ángulo diedro mayor (mayor a 90°) o el menor (menor a 90°) formado por las dos fracturas. Si es el ángulo diedro menor, la bisectriz de dicho ángulo m-n indicará con base en su intersección con el arco meridional del plano $\sigma_1 - \sigma_3$, la dirección y el plunge del eje de esfuerzos MAXIMO: σ_1 . Si es el mayor, la bisectriz, con el mismo criterio indicara la dirección y plunge del eje de esfuerzos MINIMO: σ_3 , Chica Sánchez Alejandro (1984).

Figura 30. Orientación de esfuerzos tectónicos, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 4 (estratificación) y plano f.d 1.



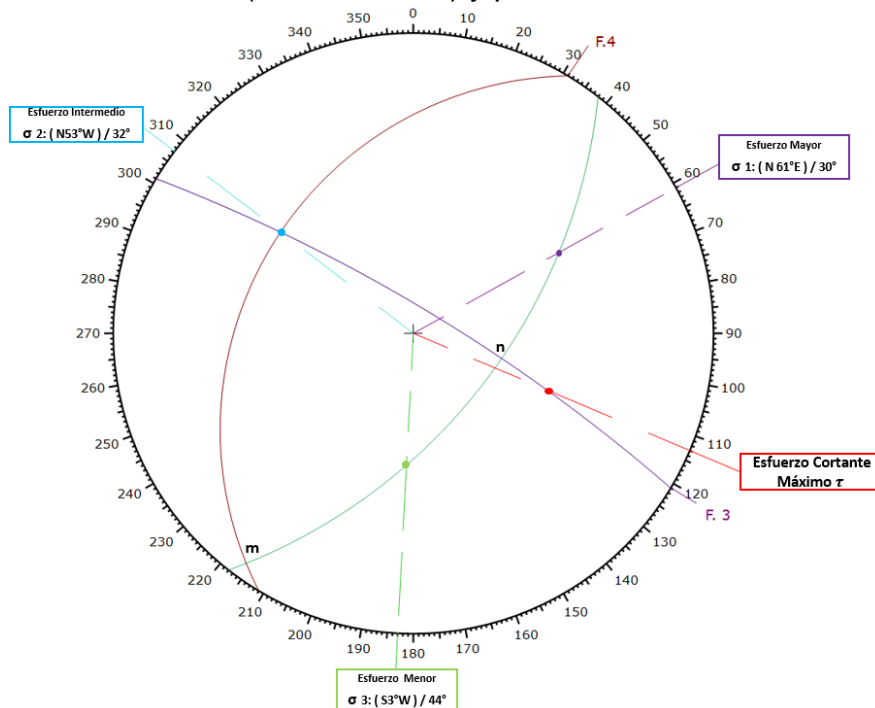
Fuente. Resultados del estudio.

Figura 31. Orientación esfuerzos principales, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 4 (estratificación) y plano f.d 2.



Fuente. Resultado del estudio.

Figura 32. Orientación esfuerzos principales, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 4 (estratificación) y plano f.d 3.



Fuente. Resultado del estudio.

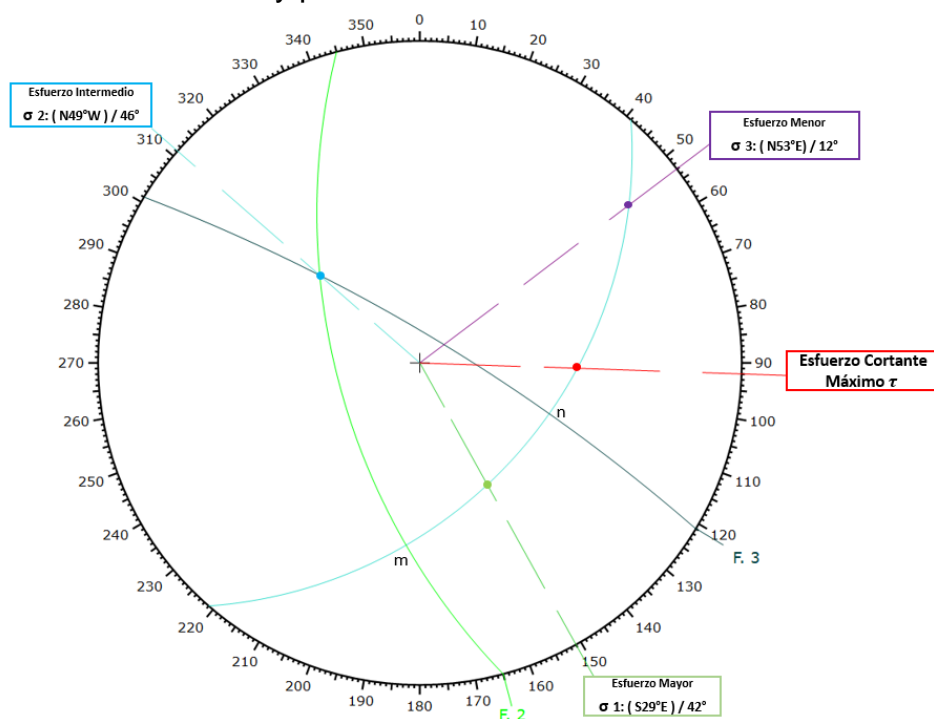
El análisis de esfuerzos tectónicos se desarrolló teniendo en cuenta las siguientes condiciones para las fracturas:

1. Deben pertenecer a las mismas familias de fracturamiento, relacionadas con el mismo evento tectónico y que pertenezcan al mismo afloramiento.
2. El caso óptimo para el análisis de dichas fracturas es que éstas formen un ángulo de 60° y no menor de 30° pues no serían conjugadas sino una misma familia de fractura con fuerte dispersión debida a algún factor geológico.

En la zona de estudio se observa la afectación de la falla de Buenos aires, sobre el banco de mineral de hierro y demás litologías presentes generando un fracturamiento intenso en la roca cercana al paso de la falla. Por la importancia de su afectación y escala está divide el banco de mineral en el bloque Buenos aires, (ver figura 4).

Para el análisis de esfuerzos tectónicos se tuvieron en cuenta las familias de discontinuidades 2 y 3 dado que estas cumplen con los criterios de las teorías y conceptos anteriormente expuestos. La familia de discontinuidad No. 4 o plano de estratificación se omite ya que no es resultado de un evento tectónico. A continuación, se muestra el resultado estereográfico de dicho análisis.

Figura 33. Análisis de esfuerzos tectónicos, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 2 y plano f.d 3.



Fuente. Resultado del estudio.

Cuadro 16. Orientación y Plunge de Esfuerzos Tectónicos - Sexto Nivel Inferior.

Esfuerzo Tectónico	Orientación	Plunge (°)
σ_1	151	42
σ_2	311	46
σ_3	53	12

Fuente. Resultados del estudio.

Con el fin de validar estos resultados estereográficos se realizó una prueba matemática para corroborar la validez de los mismos en base a un análisis numérico vectorial de la dirección de buzamiento y buzamientos de las fracturas principales. La información de los planos de las F.D se representan según su dirección de buzamiento e inclinación:

Cuadro 17. Información estructural FF.DD 2 y 3 - Sexto Nivel.

Familia discontinuidad	Dirección de buzamiento (°) ψ	Buzamiento (°) α
2	255	61
3	31	80

Fuente. Resultado del estudio.

Se debe determinar un vector normal a los planos de las F.D, para este caso los vectores quedan representados de la siguiente manera:

$$\text{Plano F.D 2} = \text{Sen}\alpha_1 \cdot \text{Cos } \psi_1 \hat{i} + \text{Sen}\alpha_1 \cdot \text{Sen } \psi_1 \hat{j} - \text{Cos}\alpha_1 \hat{k}$$

$$\text{Plano F.D 3} = \text{Sen}\alpha_2 \cdot \text{Cos } \psi_2 \hat{i} + \text{Sen}\alpha_2 \cdot \text{Sen } \psi_2 \hat{j} - \text{Cos}\alpha_2 \hat{k}$$

reemplazando,

$$\text{Plano F.D 2} = -0.2263 \hat{i} - 0.8448 \hat{j} - 0.4848 \hat{k}$$

$$\text{Plano F.D 3} = 0.8441 \hat{i} + 0.5072 \hat{j} - 0.1736 \hat{k}$$

Cálculo del esfuerzo principal medio σ_2

La intersección de los planos de discontinuidad da como resultado una línea, de acuerdo a los diagramas de Anderson (1951) el esfuerzo principal medio σ_2 , coincide con la dirección de intersección en la recta desde el origen. Para obtener vectorialmente esa recta de intersección, se aplica el producto vectorial entre los vectores normales de esos planos, cuyo resultado es el siguiente vector:

$$\vec{S} = \vec{F.D2} \times \vec{F.D3}$$

De acuerdo a ese producto vectorial, se obtiene el vector \vec{S} , que representa la dirección del esfuerzo principal medio (σ_2).

$$\vec{S} = \begin{matrix} i & j & k \\ -0.2263 & -0.8448 & -0.4848 \\ 0.8441 & 0.5072 & -0.1736 \end{matrix}$$

$$\vec{S} = 0.3925 \hat{i} - 0.4485 \hat{j} + 0.5983 \hat{k}$$

El vector $\vec{v_s}$ representa el vector unitario.

$$\vec{v_s} = \frac{\vec{S}}{|\vec{S}|} = v_{xi}\hat{i} + v_{yj}\hat{j} + v_{zk}\hat{k}$$

$$|\vec{S}| = \sqrt{(0.3925)^2 + (-0.4485)^2 + (0.5983)^2}$$

$$|\vec{S}| = 0.8444$$

$$\vec{v_s} = -0.4647 \hat{i} + 0.5310 \hat{j} - 0.7084 \hat{k}$$

El valor de α_s es el ángulo de inmersión o plunge de la recta de intersección y por lo tanto es el ángulo de inmersión de σ_2 , y la determina la componente \hat{k} .

$$\text{Sen } \alpha_s = 0.7084$$

$$\alpha_s = 45.104^\circ$$

Por otro lado, el ángulo ψ_s es la dirección de aplicación del esfuerzo σ_2 y está ligado a la componente \hat{i} y \hat{j} del vector $\vec{v_s}$.

$$\tan \psi_s = \frac{v_{yj}}{v_{xi}}$$

$$\psi_s = -48.8094^\circ$$

El ángulo de azimut es negativo, debido a que esta medido en sentido anti horario, por tanto, el azimut del esfuerzo es $360 - 48.8094 = 311.1906^\circ$. De esta manera el azimut o dirección de aplicación del esfuerzo de σ_2 es:

$$\psi_s = 311.1906^\circ$$

Cálculo del esfuerzo principal mayor σ_1

Para calcular el esfuerzo principal mayor σ_1 , se toma un vector \vec{n} , el cual, se supone que es paralelo al esfuerzo principal σ_1 , y está representado así:

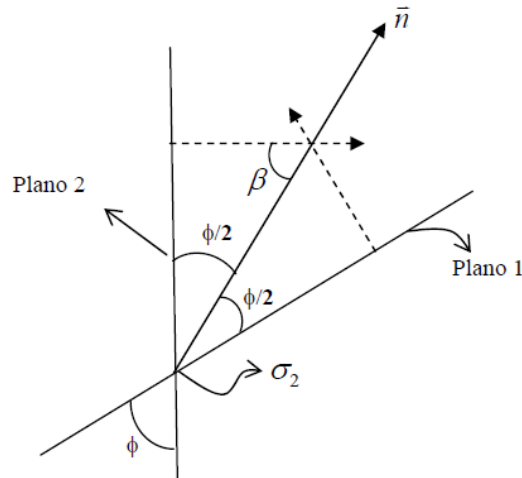
$$\vec{n} = n_{xi}\hat{i} + n_{yj}\hat{j} + n_{zk}\hat{k}$$

De acuerdo a los diagramas de Anderson, los esfuerzos principales σ_1 , σ_2 y σ_3 , son perpendiculares entre sí. Teniendo en consideración lo antes descrito, el vector

\vec{vs} , que indica la dirección de σ_2 , perpendicular a este, debería estar el esfuerzo principal σ_1 . Para ello se emplea el producto escalar de los vectores \vec{vs} y \vec{n} , y el resultado es igual a cero como se muestra en la ecuación:

$$\vec{n} \cdot \vec{vs} = 0$$

Figura 34. Relaciones trigonométricas del vector de Intersección \vec{vs} con los ejes coordenados "x", "y" y "z".



Tomado de Revista Reduca Serie Tectónica.

Para obtener el ángulo ϕ que se forma entre los planos 1 y 2, se utiliza la ecuación:

$$\cos \phi = \frac{\vec{n}_1 \cdot \vec{n}_2}{|\vec{n}_1| \cdot |\vec{n}_2|}$$

\vec{n}_1 = vector plano F.D 2

\vec{n}_2 = vector plano F.D 3

$$\vec{n}_1 \cdot \vec{n}_2 = -0.1910 \hat{i} - 0.4284 \hat{j} + 0.0841 \hat{k}$$

$$|\vec{n}_1| \cdot |\vec{n}_2| = -0.5353$$

Teniendo en cuenta que los módulos de los vectores unitarios son iguales a uno, la ecuación queda así:

$$\cos \phi = \vec{n}_1 \cdot \vec{n}_2$$

$$\phi = 122.36$$

Se obtiene el ángulo que forman los 2 planos, $\phi = 122.36$

Por otro lado, el ángulo que forma los vectores \vec{n}_1 y \vec{n}_2 con \vec{n} , se obtiene de acuerdo a la ecuación:

$$\beta = 90 - (\phi / 2)$$

$$\beta = 28.82^\circ$$

Ya que la dirección del esfuerzo principal σ_1 , coincide con la bisectriz del ángulo que divide ambos planos de falla se tiene que las ecuaciones para obtener las componentes de esfuerzo son:

$$-0.4647n_x + 0.5310n_y - 0.7084n_z = 0 \quad (1)$$

$$-0.2263n_x - 0.8448n_y - 0.4848n_z = 0.4765 \quad (2)$$

$$0.8441n_x + 0.5072n_y - 0.1736n_z = 0.4765 \quad (3)$$

Al resolver el sistema de ecuaciones, se obtiene; $n_x = 0.3810$, $n_y = -0.2082$, $n_z = -0.4060$, por tanto el vector \vec{n} queda definido así:

$$\vec{n} = 0.3810 \hat{i} - 0.2082 \hat{j} - 0.4060 \hat{k}$$

Se calcula el vector unitario \vec{n} , como sigue:

$$|\vec{n}| = 0.5944$$

$$\frac{\vec{n}}{|\vec{n}|} = -0.6409 \hat{i} + 0.3502 \hat{j} + 0.6830 \hat{k}$$

De esta manera el ángulo de inclinación o de inmersión de σ_1 es la componente \hat{k}

$$\sin \alpha_n = 0.6830$$

$$\alpha_n = 43.0785^\circ$$

Por otro lado, el ángulo ψ_m es la dirección de aplicación del esfuerzo σ_1 y está ligado a la componente \hat{i} y \hat{j} del vector \vec{n} .

$$\tan \psi_m = \frac{0.3502}{-0.6409}$$

$$\psi_m = -28.6530^\circ$$

De esta manera el ángulo de azimut o dirección de aplicación del esfuerzo σ_1 como esta medido anti horario es $180 - 28.6530^\circ = 151.347^\circ$, por tanto,

$$\Psi_n = 151.347^\circ$$

Calculo del esfuerzo principal menor σ_3

Por último, el vector paralelo al esfuerzo principal menor σ_3 se determina a través del producto vectorial entre:

$$\vec{m} = \frac{\vec{n}}{|\vec{n}|} \times \vec{vs} = \begin{matrix} & i & j & k \\ \begin{matrix} -0.6409 \\ -0.4647 \\ -0.6107 \end{matrix} & \begin{matrix} 0.3502 \\ 0.5310 \\ 0.7714 \end{matrix} & \begin{matrix} 0.6830 \\ -0.7084 \\ 0.1775 \end{matrix} \end{matrix}$$

$$\vec{m} = -0.6107 \hat{i} - 0.7714 \hat{j} - 0.1775 \hat{k}$$

El ángulo de inclinación donde está aplicado el esfuerzo principal σ_3 tiene su componente en \hat{k} .

$$\sin \alpha_m = -0.1775$$

$$\alpha_m \approx 10^\circ$$

Se debe tomar positivo α_m , porque se debe representar la inclinación con respecto a la horizontal o el ángulo de inmersión.

Por otro lado, el ángulo ψ_m , es la dirección de aplicación del esfuerzo σ_3 y está ligado a la componente \hat{i} y \hat{j} del vector \vec{m} .

$$\tan \psi_m = \frac{-0.7714}{-0.6107}$$

$$\psi_m \approx 52^\circ$$

Al correlacionar el análisis numérico vectorial con lo representado estereográficamente en la figura 33, se tiene la validación expuesta en los diagramas de Anderson. La variación en el resultado numérico respecto al estereográfico es mínimo y no considerable (ver cuadro 18).

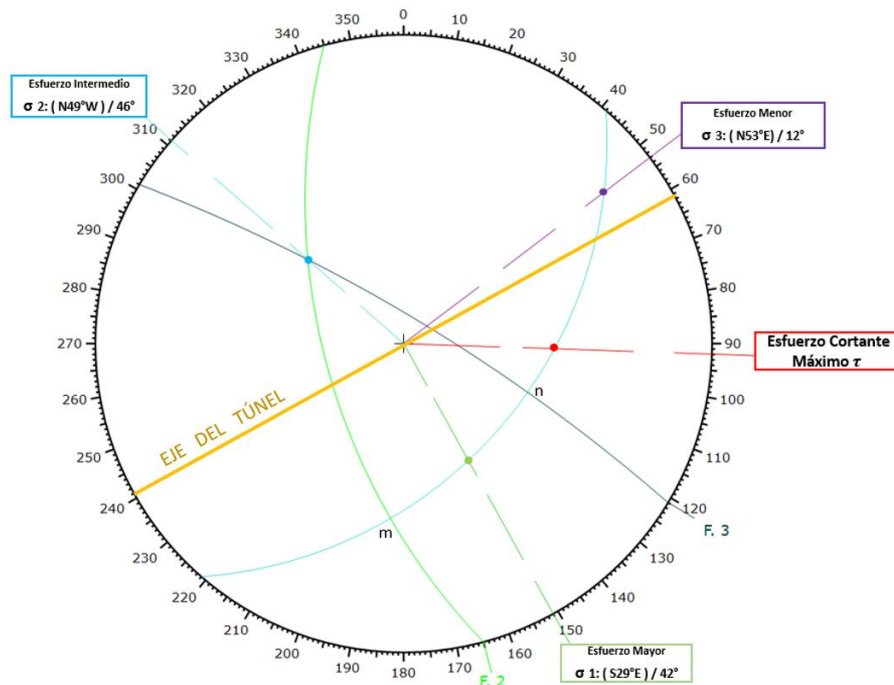
Cuadro 18. Resultados comparativos - esfuerzos tectónicos por método numérico y método estereográfico Sexto Nivel Inferior.

Esfuerzo Tectónico	Método Estereográfico Orientación / Plunge	Método Numérico Orientación / Plunge
σ_1	151/42	151/43
σ_2	311/46	311/46
σ_3	53/12	52/10

Fuente. Resultado del estudio.

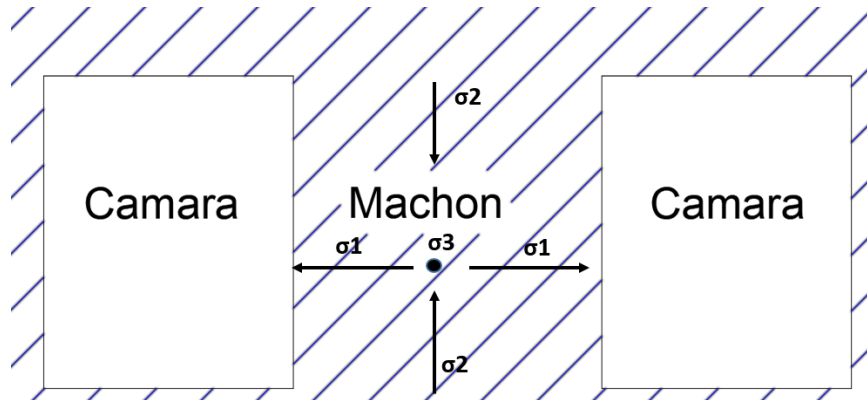
En la figura 35, se muestra la orientación preferencial de las labores mineras con respecto a la orientación de los esfuerzos tectónicos actuantes, esto con el fin de aumentar la estabilidad de la excavación y mitigar problemas asociados a la incidencia de estos esfuerzos.

Figura 35. Orientación Preferencial, labores mineras Sexto Nivel.



Fuente. Resultado del estudio.

Figura 36. Orientación esfuerzos tectónicos residuales Sexto Nivel.

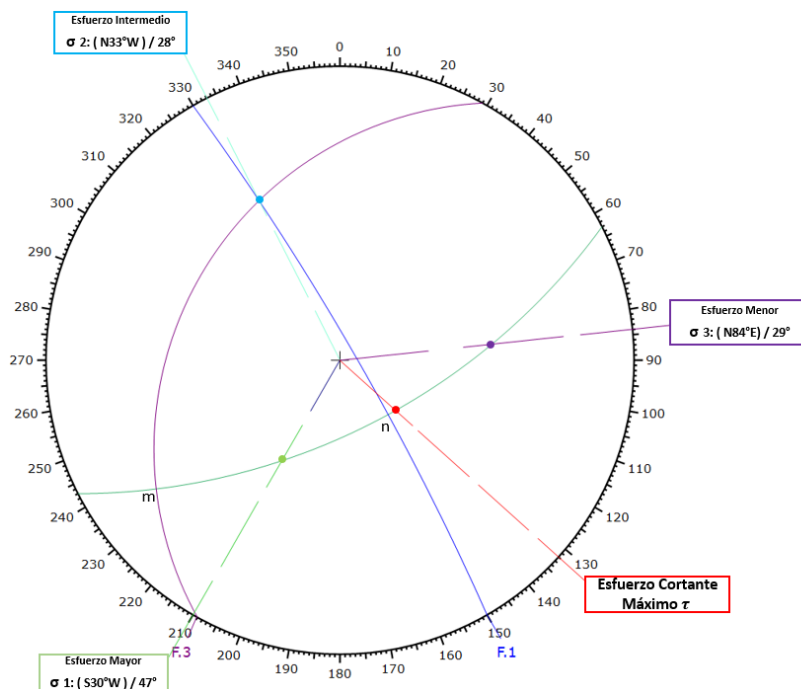


Fuente. Resultado del estudio.

. Esfuerzos Tectónicos Principales en Séptimo Nivel Inferior.

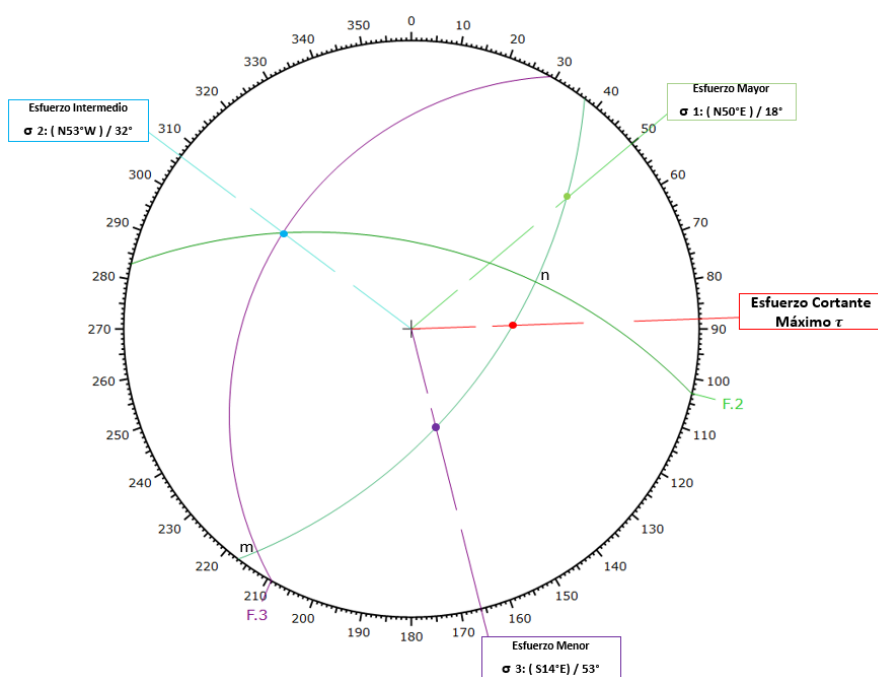
Para el séptimo nivel inferior se usó la misma metodología empleada para determinar la orientación y plunge de los esfuerzos tectónicos principales en el sexto nivel inferior. De ese modo se tomaron los planos de las familias de discontinuidades más representativas en el área de estudio conjugando la estratificación con las FF.DD 1 y 2. En las siguientes figuras se representa estereográficamente la conjugación de dichos planos estructurales.

Figura 37. Orientación esfuerzos principales, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 3 (estratificación) y plano f.d 1.



Fuente. Resultado del estudio.

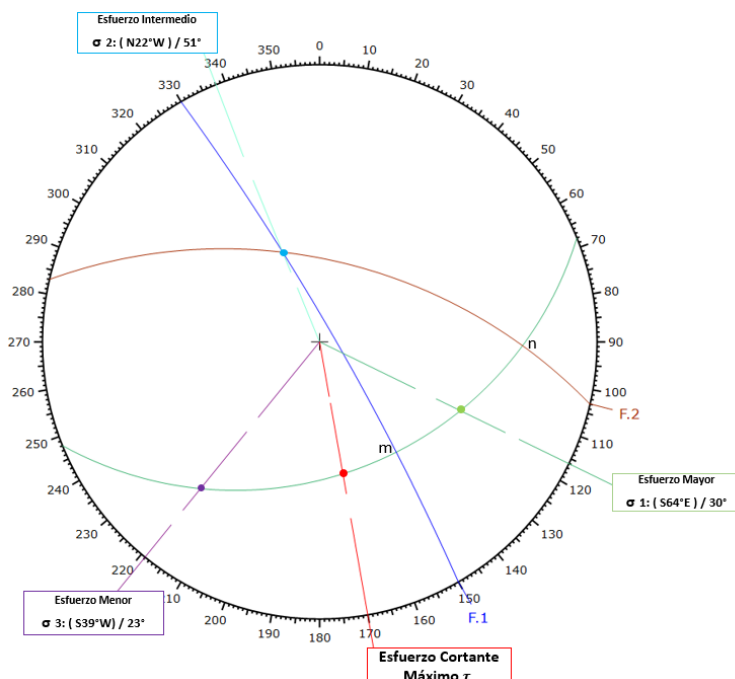
Figura 38. Orientación esfuerzos principales, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 3 (estratificación) y plano f.d 2.



Fuente. Resultado del estudio.

Los planos estructurales mas representativos en el area de estudio del septimo nivel son las denominadas aquí como familias de discontinuidades 1 y 2 respectivamente. En base a esto no se tendra en cuenta el plano de estratificación por no corresponder a un evento tectónico generador. A continuación se representa gráficamente el cálculo de los esfuerzos tectónicos.

Figura 39. Orientación esfuerzos tectónicos principales, a partir de la intersección del plano familia de discontinuidad 1 y plano f.d 2.



Fuente. Resultado del estudio.

Cuadro 19. Orientación y Plunge de Esfuerzos Tectónicos - Séptimo Nivel Inferior.

Esfuerzo Tectónico	Orientación	Plunge (°)
σ_1	116	30
σ_2	338	51
σ_3	219	23

Fuente. Resultados del estudio.

Se realiza nuevamente la corroboración de resultados por el método numérico.

Cuadro 20. Información estructural FF.DD 1 y 2 - Séptimo Nivel.

Familia discontinuidad	Dirección de buzamiento (°) ψ	Buzamiento (°) α
1	60	84
2	13	57

Fuente. Resultado del estudio.

Se debe determinar un vector normal a los planos de las F.D, para este caso los vectores quedan representados de la siguiente manera:

$$\text{Plano F.D 1} = \text{Sen}\alpha_1 \cos \psi_1 \hat{i} + \text{Sen}\alpha_1 \sin \psi_1 \hat{j} - \text{Cos}\alpha_1 \hat{k}$$

$$\text{Plano F.D 2} = \text{Sen}\alpha_2 \cos \psi_2 \hat{i} + \text{Sen}\alpha_2 \sin \psi_2 \hat{j} - \text{Cos}\alpha_2 \hat{k}$$

Se obtiene

$$\text{Plano F.D 1} = 0.4972 \hat{i} + 0.8612 \hat{j} - 0.1045 \hat{k}$$

$$\text{Plano F.D 2} = 0.8171 \hat{i} + 0.1886 \hat{j} - 0.5446 \hat{k}$$

Calculo del esfuerzo principal medio σ_2

La intersección de los planos o F.D da como resultado una recta, de acuerdo a los diagramas de Anderson (1951), el esfuerzo principal medio σ_2 , coincide con la dirección de intersección en la recta desde el origen. Para obtener vectorialmente esa recta de intersección, se aplica el producto vectorial entre los vectores normales de esos planos, cuyo resultado da un vector:

$$\vec{S} = \overrightarrow{F.D1} \times \overrightarrow{F.D2}$$

De acuerdo a ese producto vectorial, se obtiene el vector \vec{S} , que representa la dirección del esfuerzo principal medio (σ_2).

$$\vec{S} = \begin{vmatrix} \hat{i} & \hat{j} & \hat{k} \\ 0.4972 & 0.8612 & -0.1045 \\ 0.8171 & 0.1886 & -0.5446 \end{vmatrix}$$

$$\vec{S} = -0.4493 \hat{i} + 0.1853 \hat{j} - 0.6099 \hat{k}$$

El vector \overrightarrow{vS} representa el vector unitario.

$$\overrightarrow{vS} = \frac{\vec{S}}{|\vec{S}|} = v_x \hat{i} + v_y \hat{j} + v_z \hat{k}$$

$$|\vec{S}| = \sqrt{(-0.4493)^2 + (0.1853)^2 + (-0.6099)^2}$$

$$|\vec{S}| = 0.7798$$

$$\overrightarrow{vS} = 0.5761 \hat{i} - 0.2376 \hat{j} + 0.7821 \hat{k}$$

El valor de α_s es el ángulo de inmersión o plunge de la recta de intersección y por lo tanto es el ángulo de inmersión de σ_2 , y la determina la componente \hat{k} .

$$\text{Sen } \alpha_s = 0.7821$$

$$\alpha_s \approx 51^\circ$$

Por otro lado, el ángulo ψ es la dirección de aplicación del esfuerzo σ_2 y está ligado a la componente \hat{i} y \hat{j} del vector \vec{vs} .

$$\tan \psi = \frac{v\bar{y}\bar{j}}{v\bar{x}\bar{i}}$$

$$\psi = -22.4126^\circ$$

El ángulo de azimut es negativo debido a que esta medido en sentido anti horario, por lo tanto, el azimut del esfuerzo es $360^\circ - 22.4126^\circ = 337.5874^\circ$. De esta manera el azimut o dirección de aplicación del esfuerzo de σ_2 es:

$$\psi \approx 338^\circ$$

Cálculo del esfuerzo principal menor σ_3

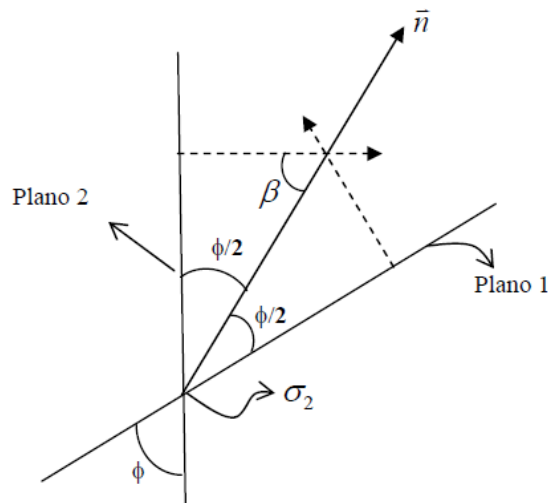
Para calcular el esfuerzo principal menor σ_3 , se toma un vector \vec{n} , el cual, se supone es paralelo al esfuerzo principal σ_3 , se expresa así:

$$\vec{n} = n\bar{x}\bar{i} + n\bar{y}\bar{j} + n\bar{z}\bar{k}$$

De acuerdo a los diagramas de Anderson, los esfuerzos principales σ_1 , σ_2 y σ_3 , son perpendiculares entre sí. Teniendo en consideración lo antes descrito, el vector \vec{vs} , que indica la dirección de σ_2 , perpendicular a este, debería estar el esfuerzo principal σ_3 . Para ello se emplea el producto escalar de los vectores \vec{vs} y \vec{n} , y el resultado es igual a cero como se muestra en la ecuación:

$$\vec{n} \cdot \vec{vs} = 0$$

Figura 40. Relaciones trigonométricas del vector de Intersección \vec{vs} con los ejes coordenados "x", "y" y "z".



Fuente. Tomado de Revista Reduca Serie Tectónica.

Para obtener el ángulo ϕ que se forma entre los planos 1 y 2, se utiliza la ecuación:

$$\cos \phi = \frac{\vec{n}_1 \cdot \vec{n}_2}{|\vec{n}_1| |\vec{n}_2|}$$

\vec{n}_1 = vector plano F.D 1

\vec{n}_2 = vector plano F.D 2

$$\vec{n}_1 \cdot \vec{n}_2 = 0.4062 \hat{i} + 0.1624 \hat{j} + 0.0569 \hat{k}$$

$$|\vec{n}_1| |\vec{n}_2| = 0.4411$$

Teniendo en cuenta que los módulos de los vectores unitarios son iguales a uno, la ecuación queda así:

$$\cos \phi = \vec{n}_1 \cdot \vec{n}_2$$

$$\Phi = 51.2811^\circ$$

Se obtiene el ángulo que forman los 2 planos, $\Phi = 51^\circ$

Ya que la dirección del esfuerzo principal σ_3 , coincide con la bisectriz del ángulo que divide ambos planos de falla por ello las tres ecuaciones para obtener las componentes de ese esfuerzo son:

$$0.5761n_x - 0.2376n_y + 0.7821n_z = 0 \quad (1)$$

$$0.4972n_x + 0.8612n_y - 0.1045n_z = 0.4411 \quad (2)$$

$$0.8171n_x + 0.1886n_y - 0.5446n_z = 0.4411 \quad (3)$$

Al resolver el sistema de ecuaciones, se obtiene; $n_x = 0.3566$, $n_y = 0.2849$, $n_z = -0.1761$, por tanto el vector \vec{n} queda definido así:

$$\vec{n} = 0.3566 \hat{i} + 0.2849 \hat{j} - 0.1761 \hat{k}$$

Se calcula el vector unitario \vec{n} , como sigue:

$$|\vec{n}| = 0.4892$$

$$\frac{\vec{n}}{|\vec{n}|} = -0.7289 \hat{i} - 0.5823 \hat{j} + 0.3599 \hat{k}$$

De esta manera el ángulo de inclinación o de inmersión de σ_3 es la componente \hat{k} .

$$\sin \alpha_n = 0.3599$$

$$\alpha_n \approx 21^\circ$$

Por otro lado, el ángulo ψ_m es la dirección de aplicación del esfuerzo σ_3 y está ligado a la componente \hat{i} y \hat{j} del vector \vec{n} .

$$\tan \psi_m = \frac{-0.5823}{-0.7289}$$

$$\psi_m = 38.6204^\circ$$

De esta manera el ángulo de azimut o dirección de aplicación del esfuerzo σ_1 como esta medido anti horario es $180 + 38.6204^\circ = 218.6204^\circ$, por tanto,

$$\Psi_n \approx 219^\circ$$

Calculo del esfuerzo principal mayor σ_1

Por último, el vector paralelo al esfuerzo principal mayor σ_1 se determina a través del producto vectorial entre:

$$\vec{m} = \frac{\vec{n}}{|\vec{n}|} \times \vec{vs} = \begin{array}{ccc} i & j & k \\ -0.7289 & -0.5823 & 0.3599 \\ 0.5761 & -0.2376 & 0.7821 \end{array}$$

$$\vec{m} = -0.3699 \hat{i} + 0.7774 \hat{j} + 0.5086 \hat{k}$$

El ángulo de inclinación donde está aplicado el esfuerzo principal σ_1 tiene su componente en \hat{k} .

$$\text{Sen } \alpha_m = 0.5086$$

$$\alpha_m \approx 31^\circ$$

Por otro lado, el ángulo ψ_m es la dirección de aplicación del esfuerzo σ_1 y está ligado a la componente \hat{i} y \hat{j} del vector \vec{m} .

$$\tan \psi_m = \frac{0.7774}{-0.3699}$$

$$\psi_m = -64.5541^\circ$$

De esta manera el ángulo de azimut o dirección de aplicación del esfuerzo σ_1 como esta medido anti horario es $180 - 64.5541^\circ = 115.4459^\circ$, por tanto:

$$\Psi_m \approx 115^\circ$$

Al correlacionar el análisis numérico vectorial con lo representado estereográficamente en la figura 39, se tiene la validación expuesta en los

diagramas de Anderson. La variación en el resultado numérico respecto al estereográfico es mínimo y no considerable (ver cuadro 21).

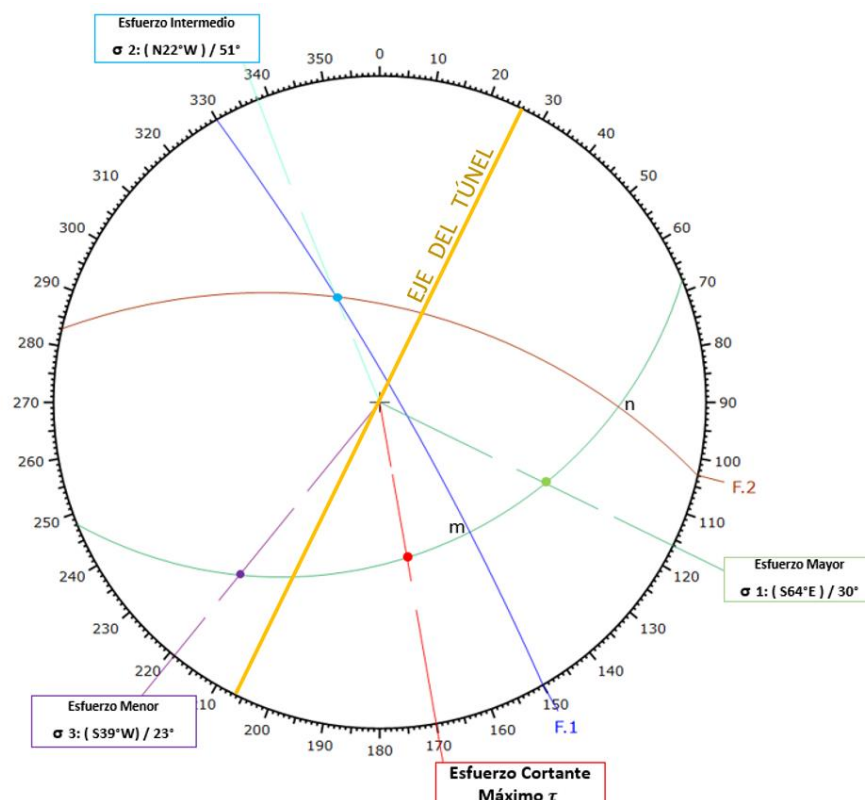
Cuadro 21. Resultados comparativos - esfuerzos tectónicos por método numérico y método estereográfico Séptimo Nivel Inferior.

Esfuerzo Tectónico	Método Estereográfico Orientación / Plunge	Método Numérico Orientación / Plunge
σ_1	116/30	115/31
σ_2	338/51	338/51
σ_3	219/23	219/21

Fuente. Resultado del estudio.

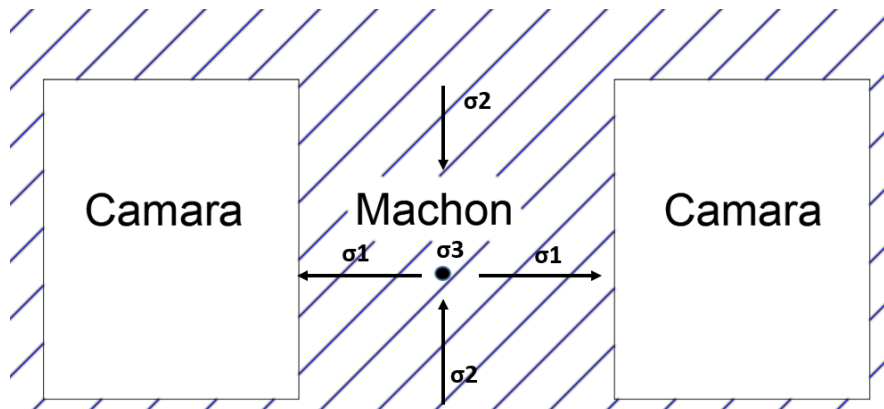
En la figura 41, se muestra la orientación preferencial de las labores mineras para el Séptimo Nivel Inferior con respecto a la orientación de los esfuerzos tectónicos actuantes, esto con el fin de aumentar la estabilidad de la excavación y mitigar problemas asociados a la incidencia de estos esfuerzos.

Figura 41.Orientación Preferencial, labores mineras Séptimo Nivel.



Fuente. Resultado del estudio.

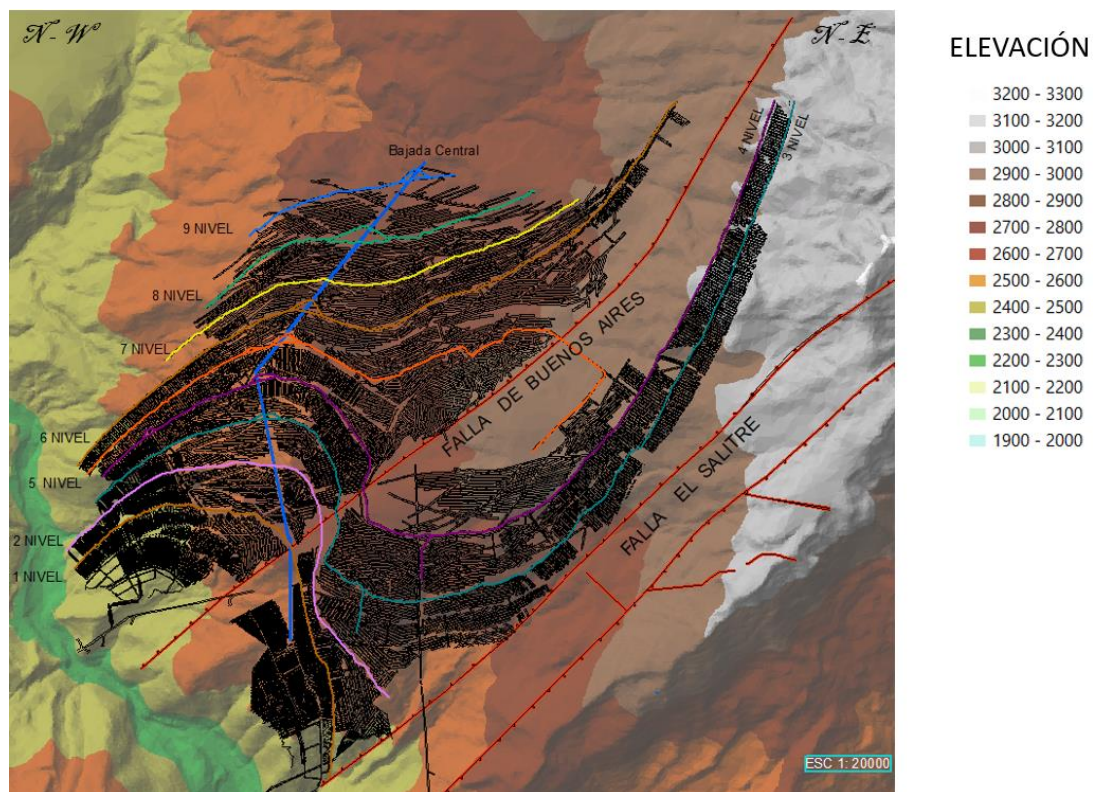
Figura 42. Orientación esfuerzos tectónicos residuales Séptimo Nivel.



Fuente. Resultado del estudio.

Se desarrolló un modelo de elevación para identificar las zonas de mayor carga litostática con relación a la posición espacial de las labores desarrolladas en la mina de hierro el Uvo, en donde se identifica la zona derecha con tensiones gravitacionales mayores debido a la carga generada por el peso de los materiales que suprayacen al banco de mineral de hierro.

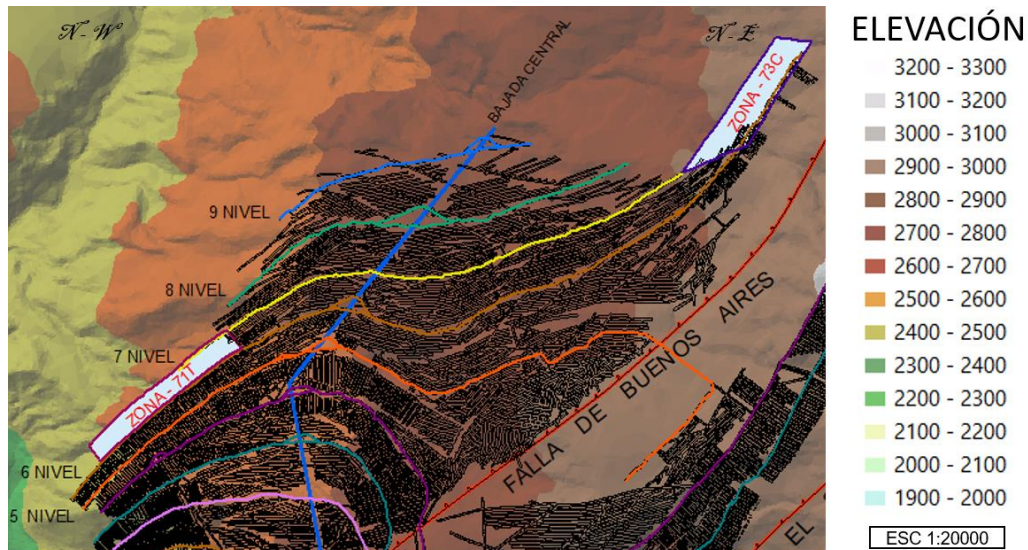
Figura 43. Modelo de elevación, mina de hierro el Uvo.



Fuente. Resultado del estudio.

Para el caso de la zona 71T, está presenta una carga litostática menor en comparación a la zona 73C localizada en la parte derecha o N-E, como se observa a continuación:

Figura 44. Modelo de elevación, zona 71t y 73c, mina de hierro el Uvo.



Fuente. Resultado del estudio.

3.4.2 Estabilidad de la excavación. A la hora de plantear la construcción de un túnel o labor, necesitamos conocer el estado tensional al cual se encuentra sometido el terreno objeto de la excavación. La construcción de un túnel modifica el estado de tensiones in situ, generando un desequilibrio en el momento de crear la excavación y dicho desequilibrio o modificación tensional puede provocar que el terreno colapse entorno al túnel.

Se determina el esfuerzo vertical de la siguiente forma:

σ_y = Esfuerzo vertical. MPa

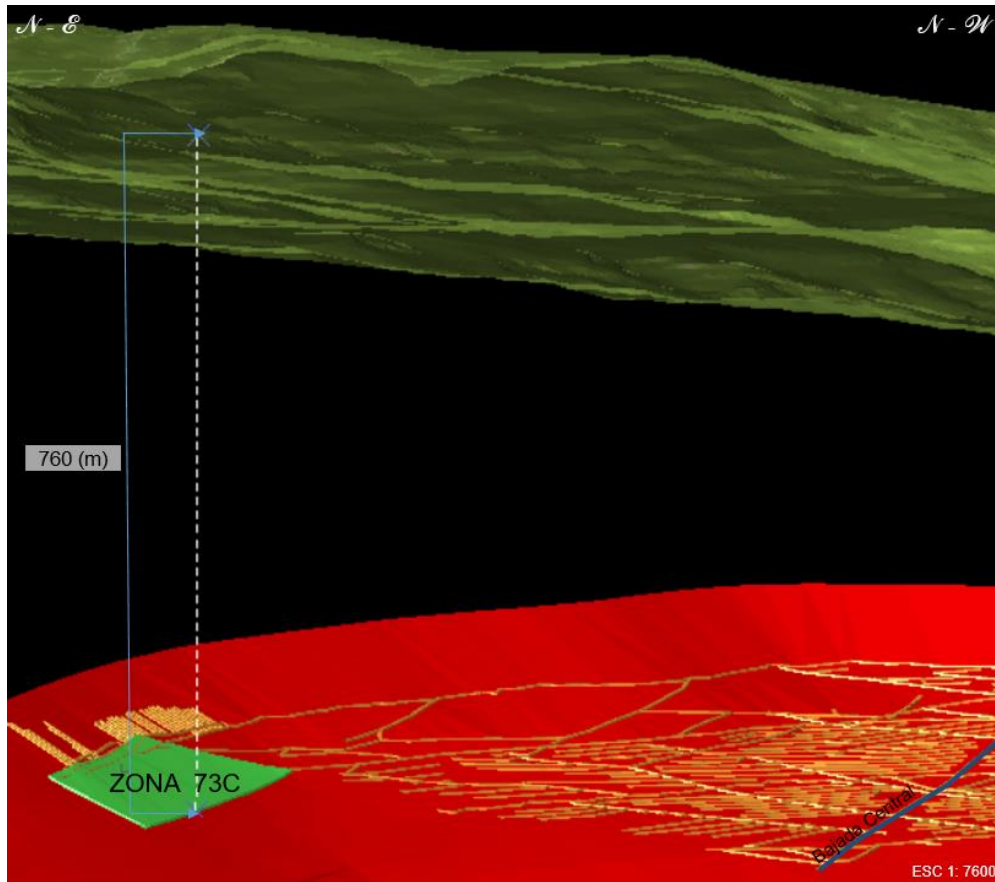
$\sigma_y = Y \cdot H$

Y = Peso específico del material. (MN / m^3)

H = Profundidad de la excavación. (m)

Para el caso del banco de mineral de hierro el peso específico del material que lo suprayace, arcillolita es $0.026 \text{ MN}/\text{m}^3$, y la profundidad de la excavación en particular a la zona 73 C localizada al N-E, respecto a la bajada central se muestra a continuación.

Figura 45. Profundidad labores, zona 73C, mina de hierro el Uvo.



Fuente: Resultados del Estudio.

Por consiguiente, el esfuerzo vertical aproximado para la zona 73 C, es igual a:

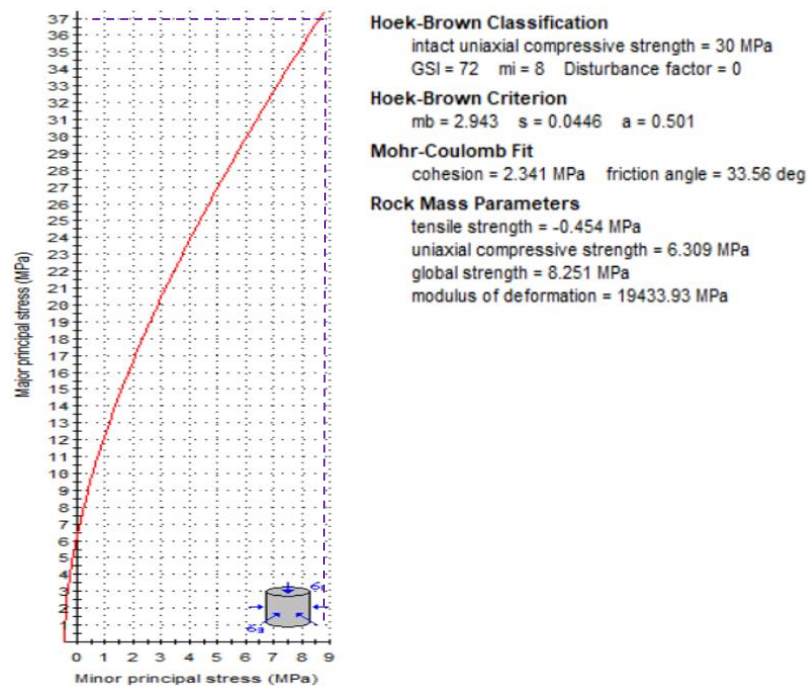
$$\sigma_y = \gamma \cdot H$$

$$\sigma_y = 0.026 \text{ MN} / \text{m}^3 \cdot 760 \text{ m}$$

$$\sigma_y = 19.76 \text{ MPa}$$

Es necesario determinar la constante K o estado de esfuerzos in situ para hallar el esfuerzo horizontal actuante, utilizando el software Roclab se determina este parámetro para el material arcillolita con una resistencia a la compresión simple de 30 MPa, un índice de resistencia geológica (GSI) de 72, m_i de 8 determinado para un material de origen sedimentario. El análisis se realiza a una profundidad de 760 m y un peso específico del material de $0.026 \text{ MN} / \text{m}^3$, obteniendo el siguiente resultado en la gráfica de esfuerzos principales:

Figura 46. Gráfica esfuerzo principal mayor vs esfuerzo principal menor, arcillolita zona 73C.



Fuente. Resultado del estudio.

El esfuerzo horizontal (σ_x), se expresa de la siguiente manera:

σ_x = Esfuerzo Horizontal. MPa

k_0 = Empuje de terreno.

$$\sigma_x = \sigma_y = k_0 \cdot \sigma_z$$

$$\sigma_x = k_0 \cdot \sigma_z$$

$$\sigma_x = \frac{\sigma_3}{\sigma_1} \cdot \sigma_z$$

$$\sigma_x = \frac{8.8131 \text{ MPa}}{37.3 \text{ MPa}} \cdot 19.76 \text{ MPa}$$

$$\sigma_x = 4.67 \text{ MPa}$$

Se presenta en el siguiente cuadro los diferentes resultados de la constante K_0 para la zona 71T dependiendo de la teoría utilizada para su evaluación establecida por diferentes autores.

Cuadro 22. Valor constante Ko, Zona 73 C.

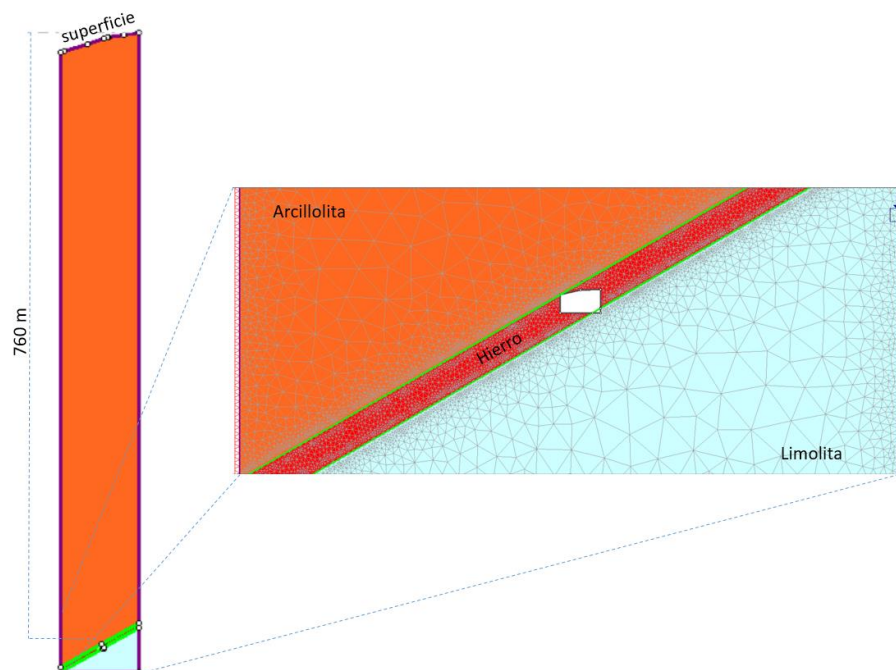
γ $\frac{MN}{m^3}$	H (m)	Hoek and Brown (1978)		
		σ _y Esfuerzo Vertical MPa	K	σ _x Esfuerzo Horizontal MPa
0,026	760	19,76	0,4	8,78
		Sheorey (1994)		
		Esfuerzo Vertical	K	Esfuerzo Horizontal
		19,76	0,8	14,87
		Haimson (1978)		
		Esfuerzo Vertical	K	Esfuerzo Horizontal
		19,76	0,26	5,20

Fuente. Resultado del estudio.

Teniendo en cuenta los materiales sedimentarios que suprayacen al banco de mineral de hierro, para las zonas de implementación de los métodos de explotación comprendidos entre el Sexto y Séptimo nivel Inferior, se generó un análisis de distribución de esfuerzos alrededor de la excavación mediante el software Phase2 de la empresa Rocscience, con el fin de identificar la incidencia de los materiales y la geometría de la excavación con relación a la estabilidad y nuevo estado tensional de la misma.

En la zona 73C, las labores se desarrollarán a una profundidad promedio de 760 m respecto a la superficie en la figura 47, se muestra las litologías presentes en el área de estudio y la disposición de la excavación respecto al banco de mineral de hierro.

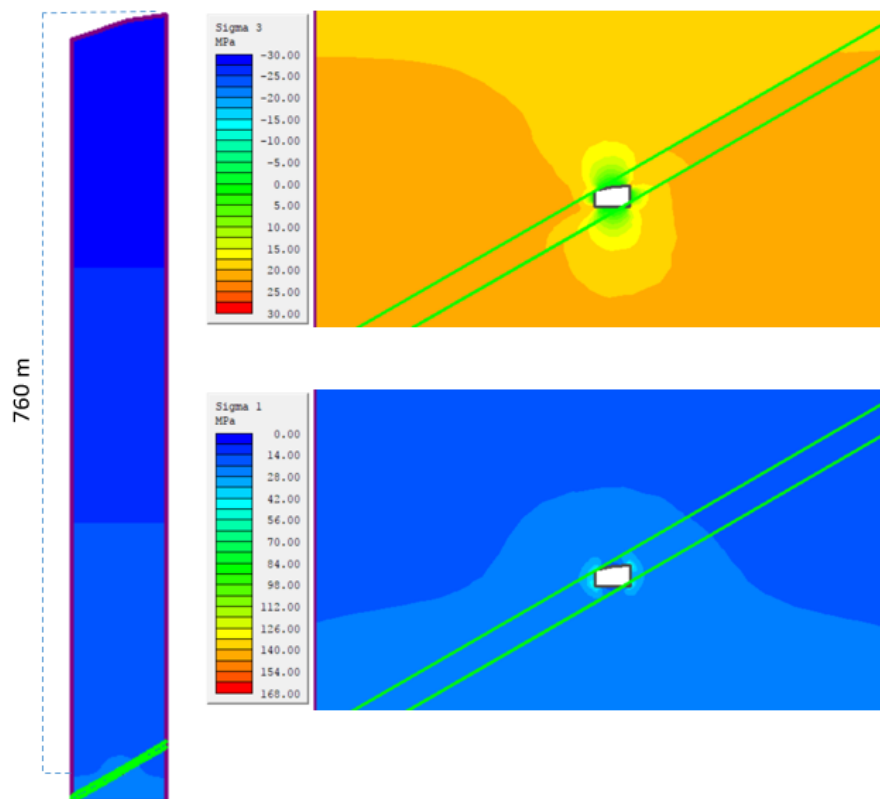
Figura 47. Perfil Nivel, zona 73 C.



Fuente. Resultado del estudio.

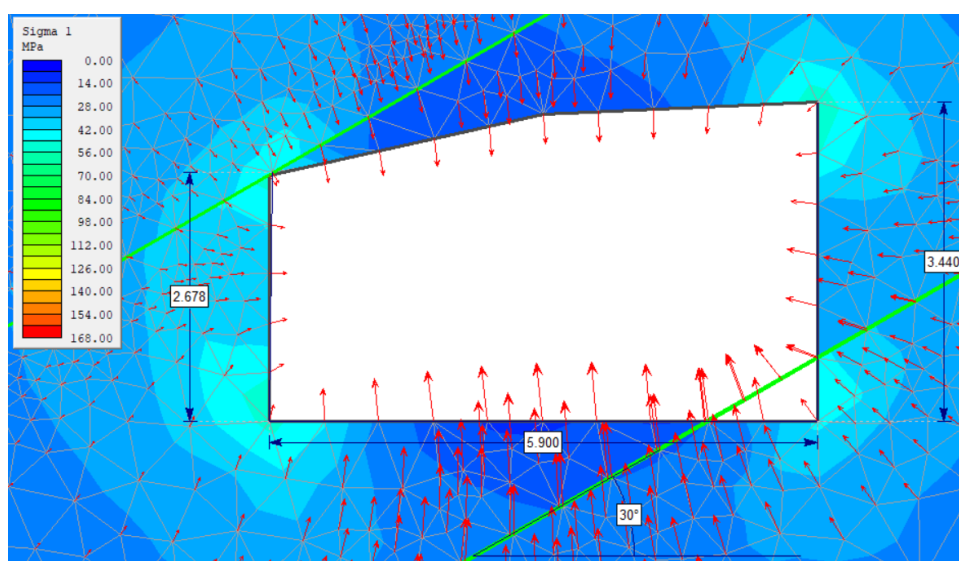
El diagrama de esfuerzos sigma σ_1 y sigma σ_3 , generado alrededor de la excavación se muestra a continuación:

Figura 48. Esfuerzos alrededor de la excavación σ_1 y σ_3 , zona 73C



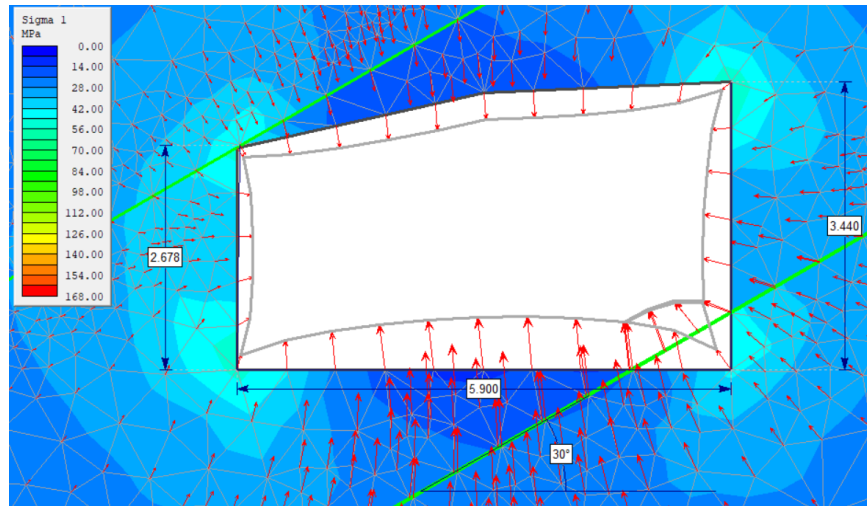
Fuente. Resultado del estudio.

Figura 49. Esfuerzo σ_1 , Zona 73C.



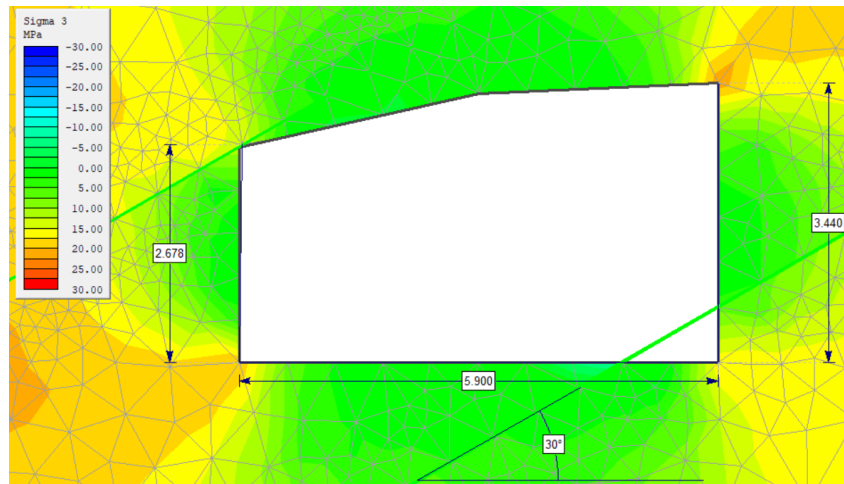
Fuente. Resultado del estudio.

Figura 50. Deformación excavación Esfuerzo σ_1 , Zona 73C.



Fuente. Resultado del estudio.

Figura 51. Esfuerzo σ_3 , Zona 73C.



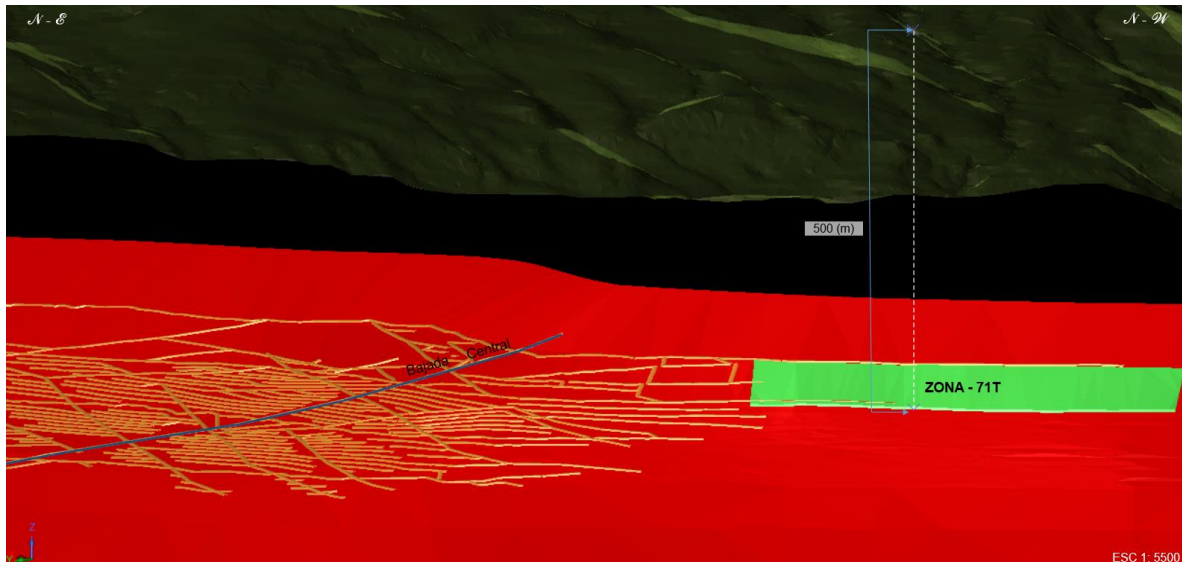
Fuente. Resultado del estudio.

Las tensiones in situ se ven inicialmente modificadas por la generación de la excavación subterránea, para el caso de la zona 73C el esfuerzo principal σ_1 incide en el techo o bóveda del túnel con un esfuerzo de 35 MPa y en los vértices de la excavación con un esfuerzo de 50 MPa, el esfuerzo horizontal σ_3 su incidencia es menor con valores de aplicación del esfuerzo de 5 – 8 MPa alrededor del túnel .

La geometría de la excavación juega papel fundamental en la estabilidad, ya que secciones con techo en forma de arco o bóveda crean zonas con mejor distribución de esfuerzos, al igual los materiales en los cuales se presentan los avances de las labores son fundamentales ya que estos aportan características físicas y mecánicas que mejoran la estabilidad, lo cual se evidencia en los diagramas de distribución de esfuerzos principales generados en el software Phase.

Para el caso de la zona 71T localizada al N–W con referencia a la bajada central, el peso específico del material que suprayace al banco de mineral de hierro es $0.026 \text{ MN}/\text{m}^3$ arcillolita y la profundidad de la excavación se muestra a continuación:

Figura 52. Profundidad labores, zona 71T, mina de hierro el Uvo.



Fuente. Resultado del estudio.

Se halla el esfuerzo vertical de la siguiente forma:

σ_y = Esfuerzo vertical. MPa

$\sigma_y = Y \cdot H$

Y = Peso específico del material. (MN / m^3)

H = Profundidad de la excavación. (m)

Por consiguiente, el esfuerzo vertical aproximado para la zona 71 T, es igual a:

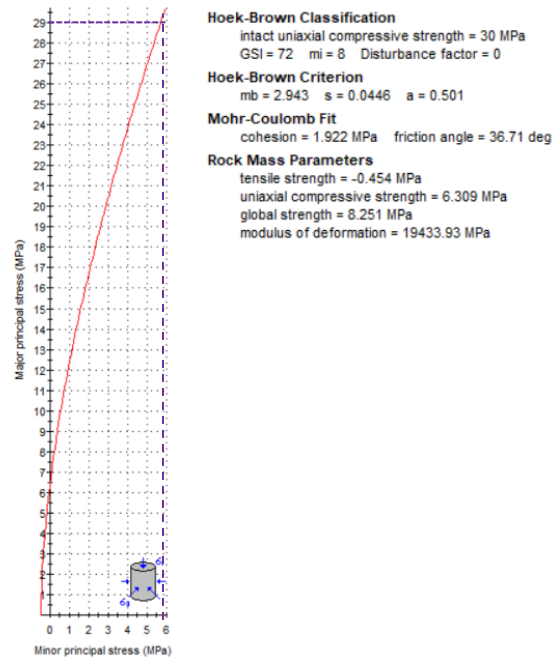
$$\sigma_y = Y \cdot H$$

$$\sigma_y = 0.026 \text{ MN} / \text{m}^3 \cdot 500 \text{ m}$$

$$\sigma_y = 13 \text{ MPa}$$

Es necesario determinar la constante K o estado de esfuerzos in situ para hallar el esfuerzo horizontal actuante, utilizando el software Roclab se determina este parámetro para el material arcillolita. El análisis se realiza a una profundidad de 500 m y un peso específico del material de $0.026 \text{ MN} / \text{m}^3$, obteniendo el siguiente resultado en la gráfica de esfuerzos principales:

Figura 53. Gráfica esfuerzos principales mayor vs esfuerzo principal menor, arcillolita zona 71T.



Fuente. Resultado del estudio.

El esfuerzo horizontal (σ_x), se expresa de la siguiente manera:

σ_x = Esfuerzo Horizontal. MPa

k_0 = Empuje de terreno.

$$\sigma_x = \sigma_y = k_0 \cdot \sigma_z$$

$$\sigma_x = k_0 \cdot \sigma_z$$

$$\sigma_x = \frac{\sigma_3}{\sigma_1} \cdot \sigma_z$$

$$\sigma_x = \frac{5.9456 \text{ MPa}}{29.6 \text{ MPa}} \cdot 13 \text{ MPa}$$

$$\sigma_x = 2.61 \text{ MPa}$$

Se presenta en el siguiente cuadro los diferentes resultados de la constante K_0 para la zona 73C, dependiendo de la teoría utilizada para su evaluación establecida por diferentes autores.

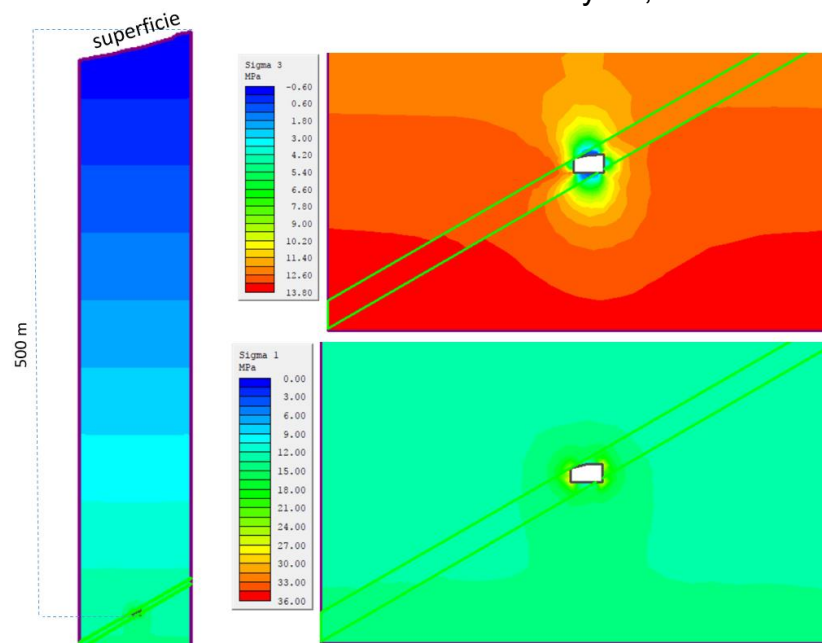
Cuadro 23. Valor constante K_0 , Zona 71T.

γ $\frac{MN}{m^3}$	H (m)	Hoek and Brown (1978)		
		σ_y Esfuerzo Vertical MPa	K	σ_x Esfuerzo Horizontal MPa
0,026	500	13	0,5	6,7
		Sheorey (1994)		
		Esfuerzo Vertical	K	Esfuerzo Horizontal
		13	0,9	11,71
		Haimson (1978)		
		Esfuerzo Vertical	K	Esfuerzo Horizontal
		13	0,40	5,20

Fuente. Resultado del estudio.

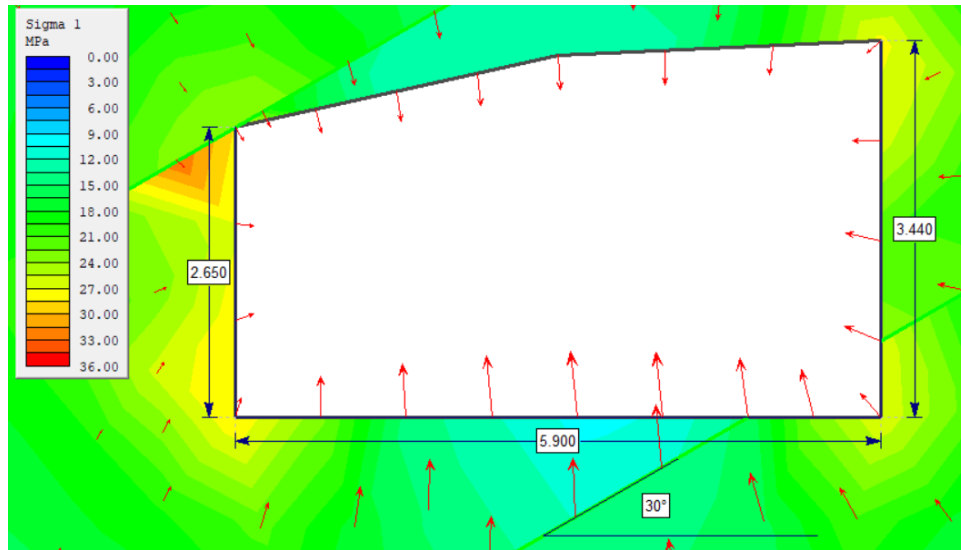
Se observa que, al aumentar la profundidad de las labores mineras el parámetro de la cohesión del material tiende a elevarse en la zona 73 C, la cual se encuentra perpendicularmente a 760 m aproximadamente de la superficie con un valor de cohesión 2.34, en contraste con la zona 71 T a una profundidad de 500 m y cohesión del material de 1.92, indicando un aumento del grado de confinamiento del material para la zona 73 C. El parámetro del ángulo de fricción interna del material también se ve modificado por la variación de la profundidad, la zona 71 T presenta menor carga litostática y el valor del ángulo de fricción es 36.7° en comparación con la zona 73 C que presenta una carga litostática mayor y el ángulo de fricción tiene un valor de 33.5° , mostrando una relación inversamente proporcional entre el parámetro de la cohesión y el ángulo de fricción interna del material a medida que se aumenta la profundidad de las labores mineras. Se generó un análisis de distribución de esfuerzos alrededor de la excavación mediante el software Phase2 para la zona 71T:

Figura 54. Esfuerzos alrededor de la excavación σ_1 y σ_3 , zona 71T.



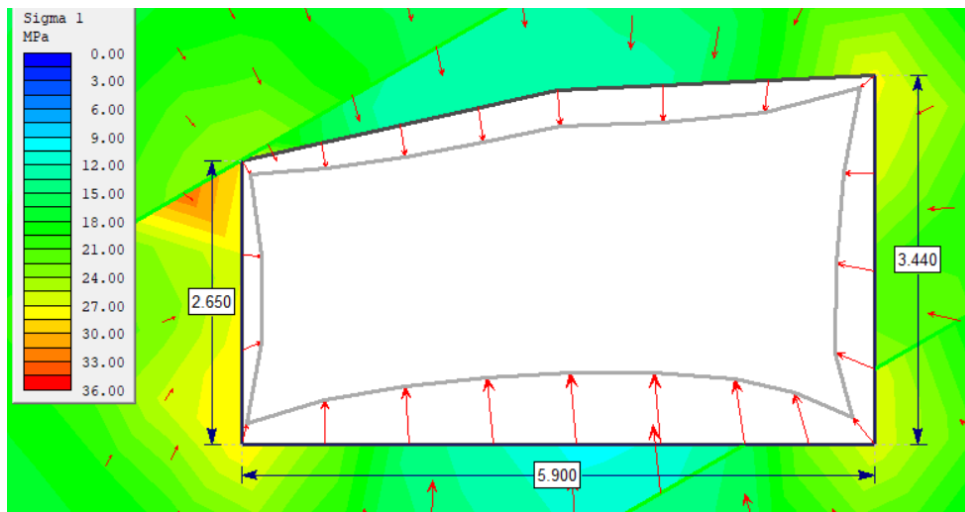
Fuente. Resultado del estudio.

Figura 55. Deformación excavación Esfuerzo σ_1 , Zona 71T.



Fuente. Resultado del estudio.

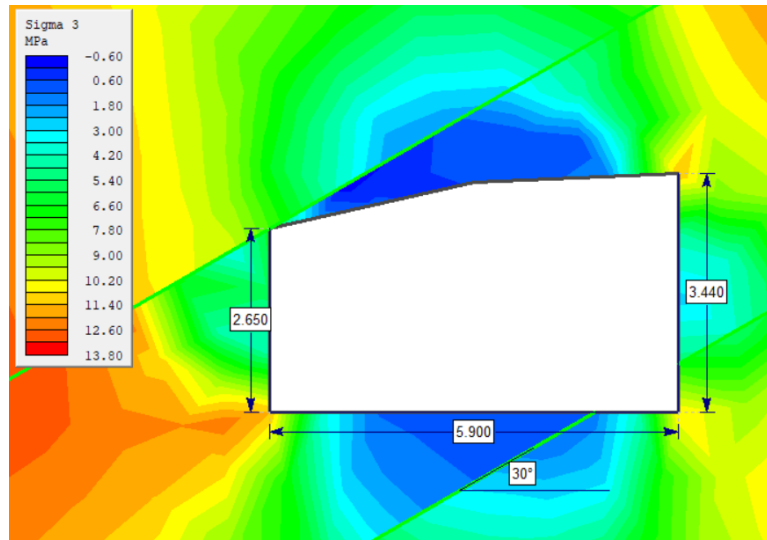
Figura 56. Esfuerzo σ_3 , Zona 71T.



Fuente. Resultado del estudio.

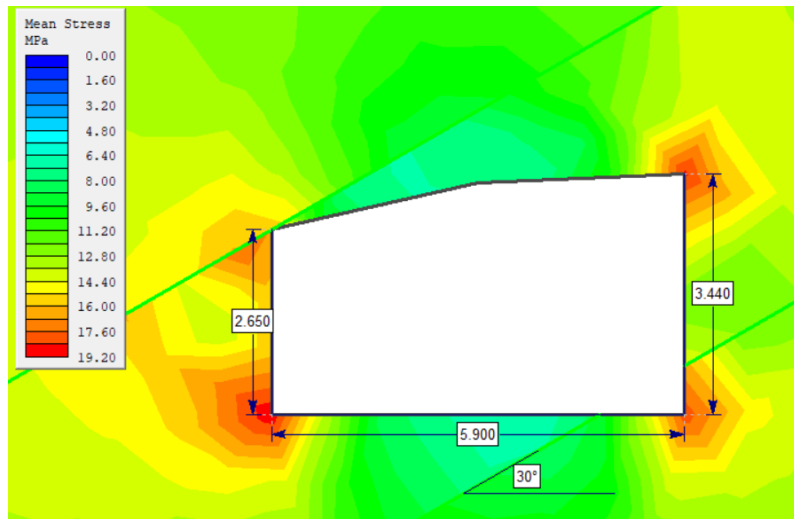
Se observa el comportamiento del esfuerzo σ_1 alrededor de la excavación controlado por el techo y hastiales conformados por mineral de hierro y se evidencia poca incidencia en la posible deformación o convergencia de la excavación en estas zonas. El piso de la excavación muestra la mayor afectación por acción de los esfuerzos actuantes mostrando las mayores deformaciones, posiblemente el material que infrayace (Limolita) al banco de mineral de hierro, genere un re direccionamiento de los esfuerzos permitiendo el aumento y afectación en la excavación.

Figura 57. Esfuerzo σ_3 , Zona 71T.



Fuente. Resultado del estudio.

Figura 58. Esfuerzos promedio.



Fuente. Resultado del estudio.

El esfuerzo sigma σ_1 actúa a esta profundidad a 15 MPa en el techo de la excavación y en los vértices se presentan las mayores concentraciones de los esfuerzos con un valor de 27 - 33 MPa alrededor del túnel, los machones o hastiales soportan cargas con un valor de 10 - 30 MPa, entre más someras o menos profundas las labores mineras estas sufren menores cargas a compresión, pero se aumentan los esfuerzos a tensión. Los valores de las tensiones naturales in situ posteriores al nuevo estado tensional generado por la apertura de la excavación no se ven muy afectadas esto debido probablemente al comportamiento físico y mecánico del mineral de hierro el cual otorga mayor estabilidad y menor variación de las tensiones al soportarlas de mejor manera.

3.4.3 Evaluación comparativa, estudio geomecánico realizado por la compañía John T. Boyd para la mina el Uvo y los datos recolectados en campo para determinación de aplicabilidad. En este capítulo se evaluarán los parámetros establecidos en el criterio de ruptura o debilitamiento propuesto por Hoek y Brown para la mina de hierro “EL UVO”, los cuales fueron analizados por la compañía John T. Boyd de Pittsburgh Pensilvania.

En la actualidad no existe un criterio unificado o teoría que abarque todos los elementos que contemplan a un macizo rocoso, en especial a lo concerniente a la resistencia o esfuerzos que producen la falla en el mismo. Hoek y Brown¹⁴ establecen una ecuación que involucra los esfuerzos principales y constantes de acuerdo al estado del macizo y la denominan criterio de debilitamiento, en su texto de excavaciones subterráneas pg 163, plantean la siguiente expresión basados en múltiples experiencias:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m\sigma_3\sigma_c + s\sigma_c^2}$$

σ_1 = Es el esfuerzo principal mayor que produce el debilitamiento.

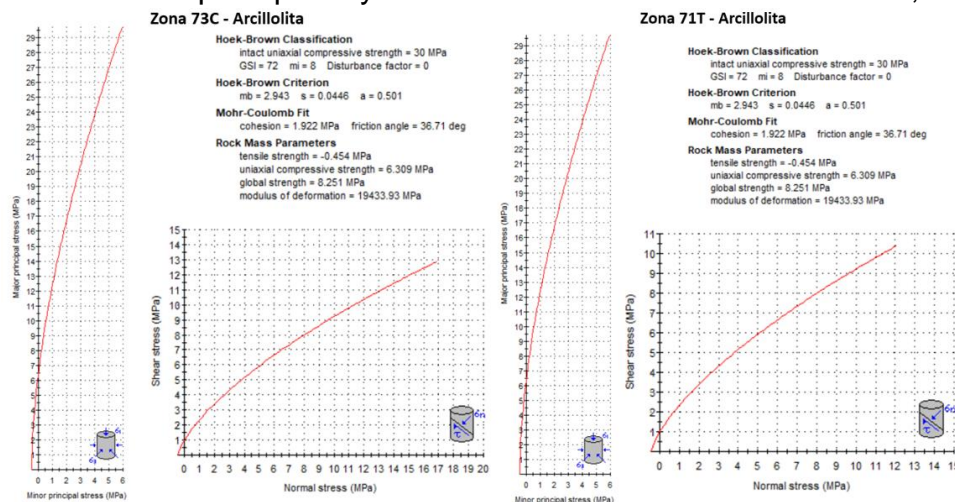
σ_3 = Esfuerzo principal menor del debilitamiento.

σ_c = La resistencia uniaxial del material inalterado.

m, s = Son constantes que dependen de las características de la roca y el grado de fracturación. La constante m está relacionada con la meteorización o alteración química y s es el grado de fracturación o alteración física. $0 < s < 1$.

Estos parámetros se evaluaron en el software Roclab para los materiales presentes en el área de estudio, los cuales corresponden en techo Arcillolita, intermedio Hierro y piso Limolita, obteniendo los siguientes resultados para la zona 73C y 71T.

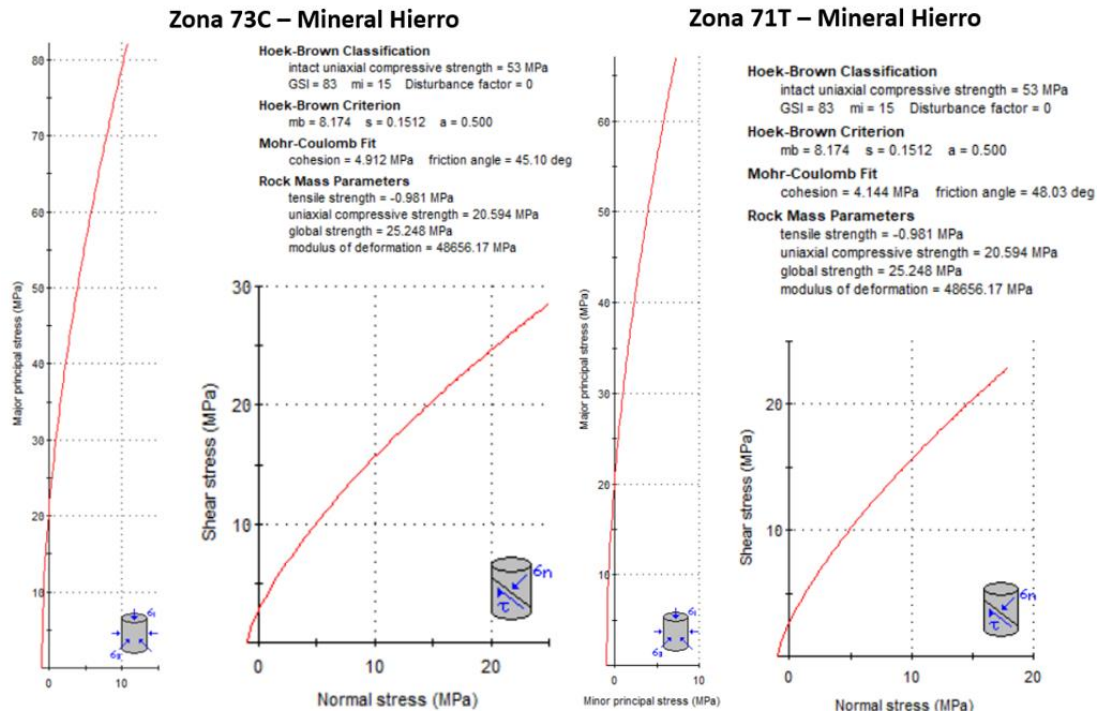
Figura 59. Esfuerzos principales y esfuerzo cortante vs esfuerzo normal, arcillolita.



Fuente. Resultado del estudio.

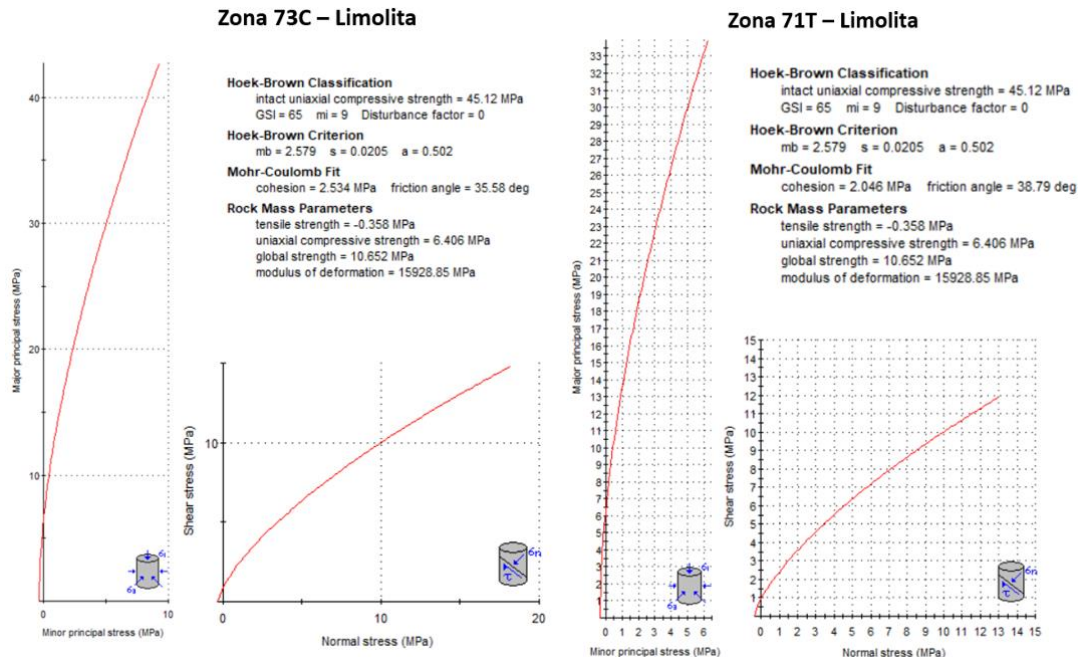
¹⁴ HOEK, Evert; BROWN, Edwin T. Excavaciones Subterráneas en Roca. México: McGRAW-HILL. 1985, p. 162 -165.

Figura 60. Esfuerzos principales y esfuerzo cortante vs esfuerzo normal, hierro.



Fuente. Resultado del estudio.

Figura 61. Esfuerzos principales y esfuerzo cortante vs esfuerzo normal, limolita.



Fuente. Resultado del estudio.

Los parámetros m y s, se modificaron según el tipo de mineral analizado, teniendo en cuenta el grado de fracturamiento y meteorización de la superficie de la roca,

además de la profundidad a la cual se van a generar las labores mineras. Se observan cambios en la cohesión la cual es elevada en las zonas con mayor carga litostática debido al aumento del confinamiento del material y ángulo de fricción interna con un valor más alto en zonas más someras o poco profundas. Otros factores que no se modifican son algunas propiedades mecánicas de los materiales como el módulo de Young y los esfuerzos a tensión presentes en cada zona, esfuerzos a tensión negativos como se observa en la gráfica de esfuerzo cortante vs esfuerzo normal. Se presentan los resultados de los parámetros m , s , a y t (tensión), parámetros de la conformación de las curvas correspondientes a cada material en la siguiente tabla:

Cuadro 24. Parámetros Hoek y Brown.

Mineral	m	s	a	t
Arcillolita	2.943	0.0446	0.501	-0.454
Hierro	8.174	0.1512	0.500	-0.981
Limolita	2.579	0.0205	0.502	-0.358

Fuente: Datos del Estudio.

En el caso del estudio realizado por la compañía John T. Boyd, el análisis realizado es más preciso debido a la ejecución de ensayos triaxiales que permiten un mejor ajuste de los datos representados en las curvas de esfuerzos principales y esfuerzo cortante vs esfuerzo normal, obteniendo valores más reales de los parámetros m , s , a y t , como se muestra a continuación:

Cuadro 25. Parámetros Hoek y Brown, empresa John T.Boyd.

Mineral	m	s	a	t
Arcillolita	3.39	0.001	0.988	-0.0003
Hierro	7.10	0.210	0.950	-0.0295
Limolita	2.20	0.300	0.567	-0.1288

Fuente: Acerías Paz del Río – Estudio John T. Boyd.

El parámetro más similar en la comparación es m , cuyos valores no varían demasiado a los obtenidos por la compañía John T. Boyd, a partir del parámetro s los valores se modifican y no son comparables con los obtenidos en el análisis por Roclab de las zonas 73C y 71 T, zonas para las cuales se utilizaron solo parámetros de compresión simple de la matriz rocosa datos que no expresan la variación de la resistencia a la compresión triaxial en relación con el confinamiento del material el cual si fue realizado por la compañía T. Boyd .

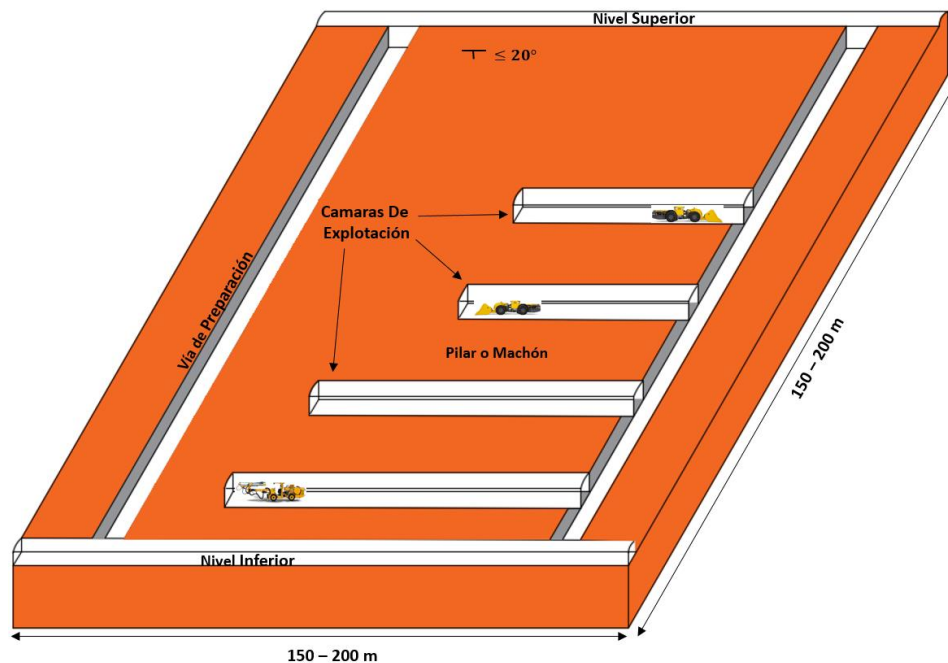
Por consiguiente, la aplicación del estudio realizado por la empresa John T. Boyd, toma más fuerza al utilizar ensayos triaxiales en celda hoek, teniendo el control de los esfuerzos de confinamiento, presión de poros y esfuerzo normal aplicado para generar el esfuerzo desviador o de corte, datos que utilizaron para el análisis basado en el criterio establecido por Hoek y Brown.

4. MÉTODOS ACTUALES DE EXPLOTACION MINA EL UVO

4.1 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS LARGAS Y PILARES

El método de explotación por cámaras largas y pilares es empleado en las zonas donde se presentan buzamientos del banco de mineral de hierro menores a 20° localizado hacia la zona del núcleo del anticlinal de buenos aires y sinclinal del salitre. La delimitación del bloque se realiza mediante labores de desarrollo o niveles separados cada 50 m con referencia a la cota, los cuales son avanzados sobre el rumbo del estructural del banco de mineral de hierro, con desnivel hacia la bajada central para que sirva como desagüe posteriormente se generan labores de preparación que corresponden a vías avanzadas por buzamientos aparentes, conformando así bloques con geometrías de 150 - 200 metros en el rumbo y 100 metros en el buzamiento. Los bloques se equipan con servicios como ventilación, tubería para transporte de aire a presión, tubería para transporte de agua. Posterior se avanzan labores de explotación (cámaras) a partir de las vías, con dimensiones de las cámaras 6 m de ancho por 3 m de alto aproximadamente y longitudes de 100 m a 180 m, las pendientes máximas para estas labores no supera los 12° y los pilares tendrán dimensiones de 8 m de ancho por 3 – 4.5 m de alto los cuales soportarán las presiones generadas por la excavación. Los avances se realizan con voladuras y equipos manuales o con Jumbo perforador, el descargue de las voladuras se realiza con scooptrans o cargadores de bajo perfil HLD.

Figura 62. Método de explotación cámaras largas y pilares.



Fuente: Acerías Paz del Río

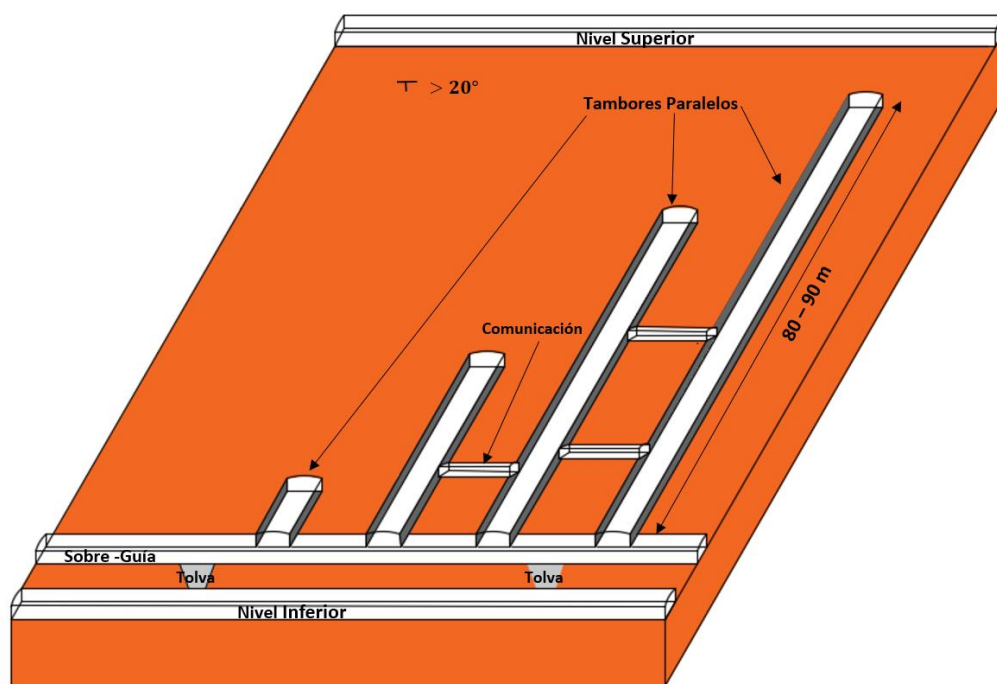
4.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR TAMBORES PARALELOS

Para las zonas con buzamientos mayores a 20° , el método de explotación aplicado es tambores paralelos.

El método de explotación consiste en generar el avance de labores de desarrollo o niveles separados con referencia entre cotas cada 50 m, posteriormente se realizan labores de preparación para este caso sobre-guías paralelas a los avances de los niveles, a partir de la sobre-guía se avanzan de forma ascendente en sentido del buzamiento labores de explotación o tambores paralelos con perforadora manual y dimensionamiento de la labor de 6m de ancho por 3m de alto, estas labores tienen longitudes de 80 m ,además entre tambores se generan comunicaciones en sentido del rumbo que se utilizan como parte del circuito de ventilación. El dimensionamiento de los pilares o machones de protección entre tambores es de 9 m de ancho por 3 m de alto.

El descargue de los tambores se realiza por medio de rastrillos accionados por malacates eléctricos ubicados en las labores de comunicación entre tambores, llevando la carga hacia una tolva que desemboca a la sobre guía posteriormente al nivel de transporte, donde se procede a evacuar el mineral a través de sistema férreo.

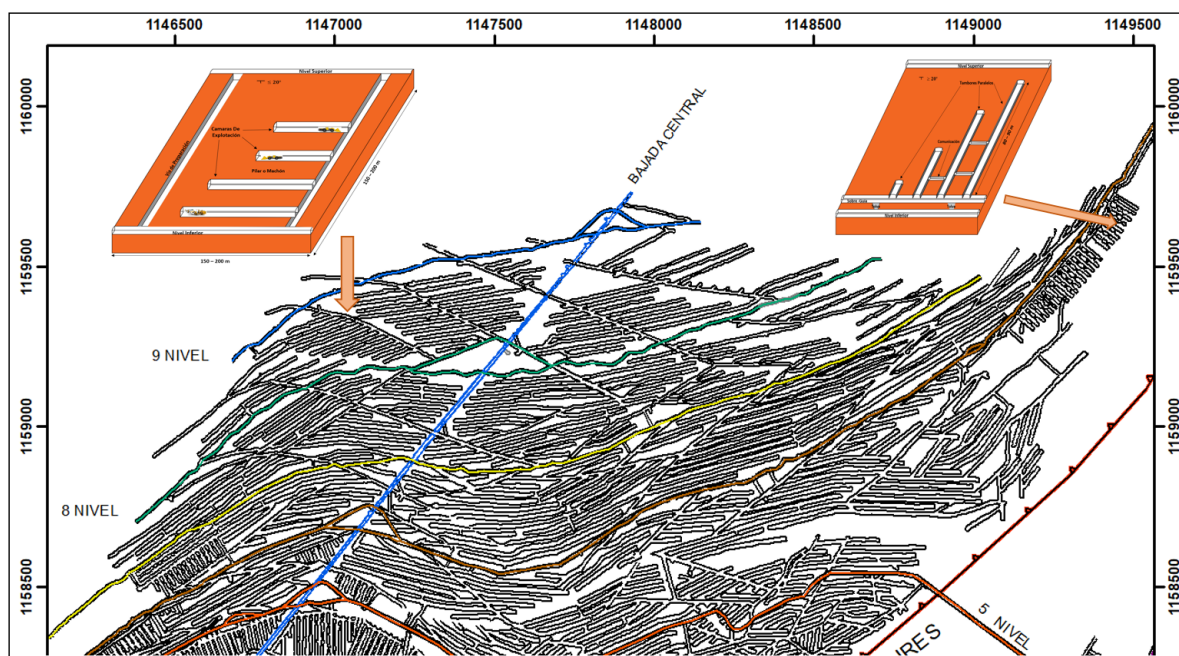
Figura 63. Método de explotación tambores paralelos.



Fuente: Acerías Paz del Río.

Los métodos de explotación se desarrollan espacialmente en la mina de hierro el uvo, como se muestra a continuación:

Figura 64. Zonas de implementación, métodos de explotación actuales mina de hierro el Uvo.



Fuente: Acerías Paz del Río.

5. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN PROPUESTOS

Los métodos de explotación propuestos para las respectivas zonas 73C y 71T, están enfocados en abarcar una de las necesidades actuales de la empresa que concierne a la generación de nuevos métodos de explotación para los costados o flancos del banco de mineral de hierro en donde actualmente se implementa el método de explotación por tambores paralelos, método que tiene algunas limitantes técnicas en su desarrollo como la generación de circuito de ventilación y los difíciles accesos al frente de trabajo debido a elevados buzamientos y longitudes de las labores de explotación mayores a 80 m, que dificultan el transporte de los equipos de perforación y materiales para uso de las voladuras. Se plantean métodos en los cuales su desarrollo e implementación se ejecuten de manera más eficiente y generen mayores rendimientos económicos al ser realizados los avances por medio de perforador jumbo, además de brindar mayores niveles de seguridad al ejecutar los trabajos específicos de cada frente.

Debido a las características estructurales que difieren en las zonas de implementación de los métodos se desarrolló una propuesta para cada zona, donde cada una toma en cuenta los rasgos particulares del banco de mineral de hierro.

5.1 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CÁMARAS LARGAS

Para la zona 73C ubicada al N-E respecto de la bajada central, el método a implementar en esta zona es el método de explotación por cámaras largas, zona donde se presenta bajos espesores del banco de mineral de hierro de 3.5 – 3.7 metros y buzamientos entre 25° y 30°.

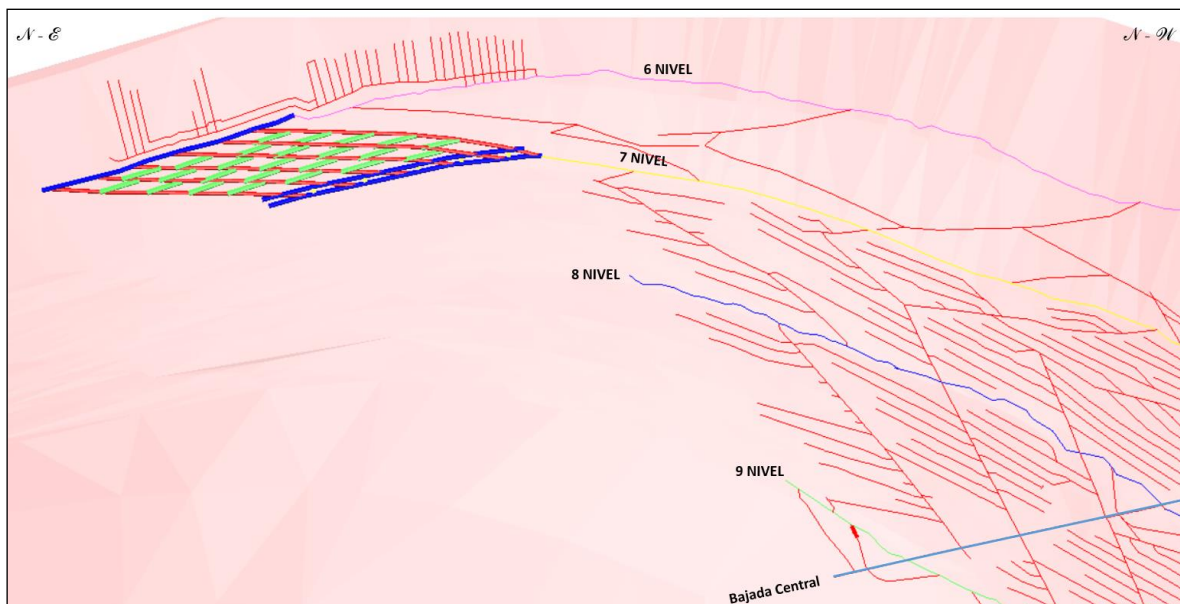
El método de explotación por cámaras largas consiste en generar el avance de labores de desarrollo o niveles con pendientes de 1° a 2° estos niveles se encuentran separados con referencia entre cotas cada 50 m, posteriormente se realiza una sobreguía o subnivel paralelo al nivel inferior. Las labores de explotación o cámaras largas se avanzarán en forma ascendente al sentido del buzamiento del banco de mineral, con una separación entre cámaras de 40 m apoyados en el factor de seguridad 5.1.3, y pendientes de 6° que facilitaran el ingreso y movilidad de los equipos de perforación y transporte de carga, la longitud de las labores de explotación será en promedio de 350 m y conectarán con el nivel superior. A 50 m del avance de las cámaras largas se realizarán cruzadas o comunicaciones utilizando equipo de perforación manual, estas labores permitirán la generación del circuito de ventilación y tendrán pendientes promedio de 1° a 2°.

El arranque del mineral de hierro se genera por medio de voladuras, y se utilizara equipo de perforación jumbo para las cámaras largas y perforadora manual tipo

neumática en cruzadas, niveles y sobre –guía , el descargue del frente se genera con cargador de bajo perfil LHD que transportara el mineral a las tolvas de transferencia que se encuentran conectadas entre la sobreguía o subnivel y el nivel inferior posteriormente el mineral se evacua por la vía férrea hasta la tolva de la transversal del séptimo nivel donde el tamaño de los bloques de mineral se reducirá utilizando una trituradora de mandíbulas.

5.1.1 Diseño minero subterráneo. Se presenta el diseño geométrico y la disposición espacial del bloque de explotación para el método por cámaras largas en la mina de hierro el Uvo, el cual se encuentra entre el sexto y séptimo nivel, al N-E de la bajada central, desarrollado en el software Surpac.

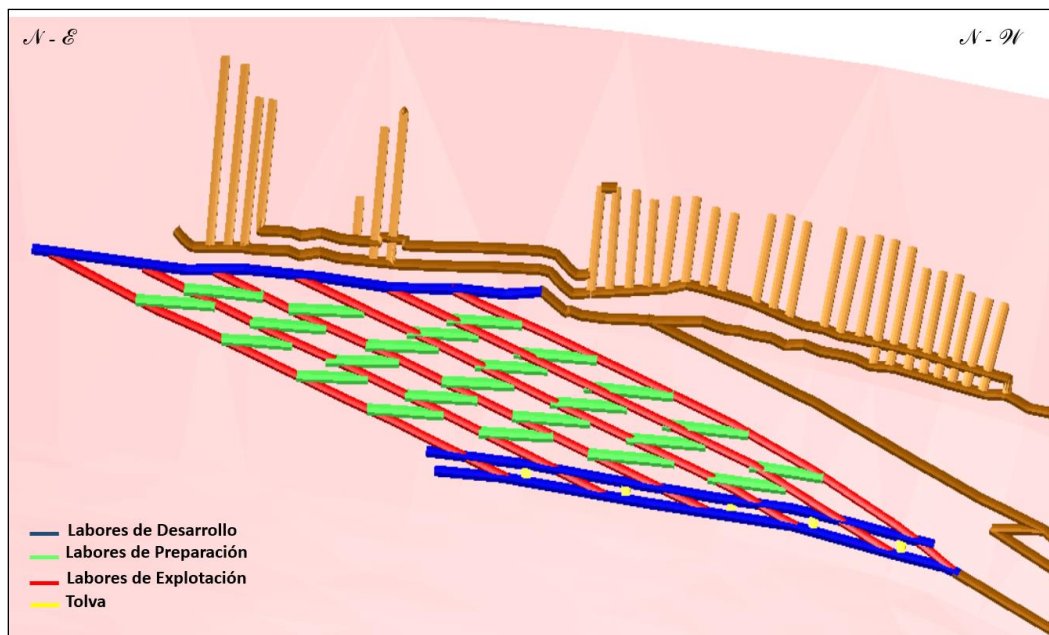
Figura 65. Diseño y localización método de explotación cámaras largas, zona 73C.



Fuente. Resultado del estudio.

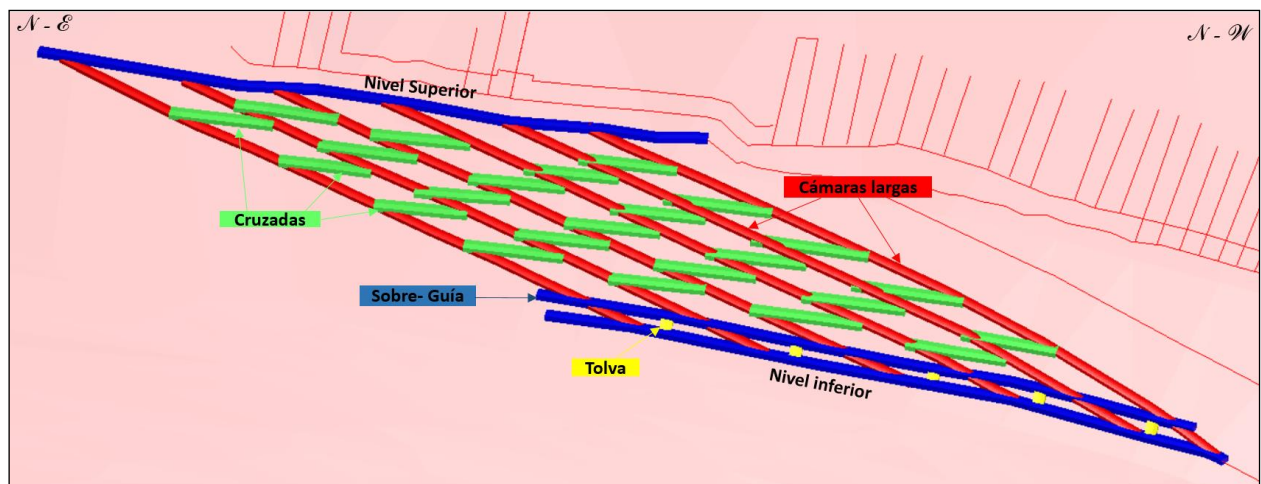
Se Observa la disposición espacial de las labores sobre el estructural del banco de mineral de hierro, al N-E el método de explotación por cámaras largas se ubica en uno de los flancos del sinclinal de paz vieja. A continuación se resaltan las labores de desarrollo , preparación y explotación correspondientes al método por cámaras largas.

Figura 66. Método cámaras largas, Labores de desarrollo, preparación y explotación.



Fuente. Resultado del estudio.

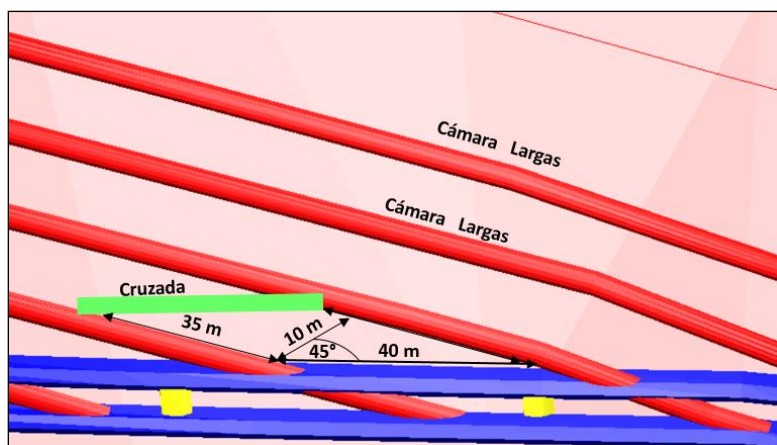
Figura 67. Labores, método de explotación cámaras largas.



Fuente. Resultado del estudio.

Las cámaras largas tienen una pendiente promedio de 6° - 7° , con una separación horizontal de 40 m, a 45° del subnivel en el plano horizontal se encuentra el ancho mínimo del pilar con una longitud de 10 m, el machón de protección tiene una dimensión de 35 m de ancho por 40 m de largo y una altura del pilar promedio de 3.6 m, ver figura 68.

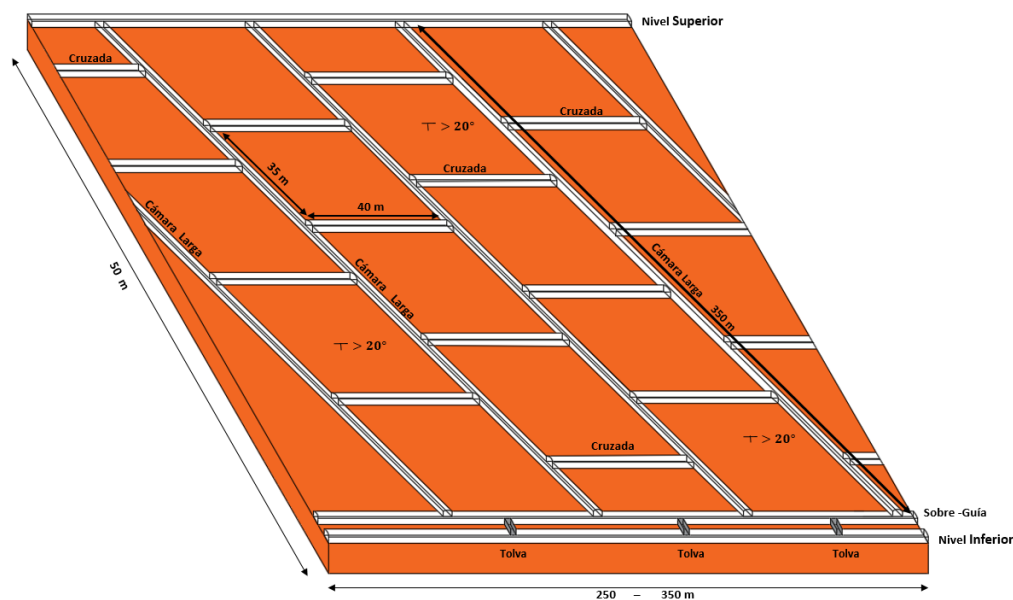
Figura 68. Geometría machón de protección, método de explotación cámaras largas.



Fuente. Resultado del estudio.

El esquema de las labores y dimensionamiento del método de explotación por cámaras largas, se muestra a continuación.

Figura 69. Esquema método de explotación cámaras largas.

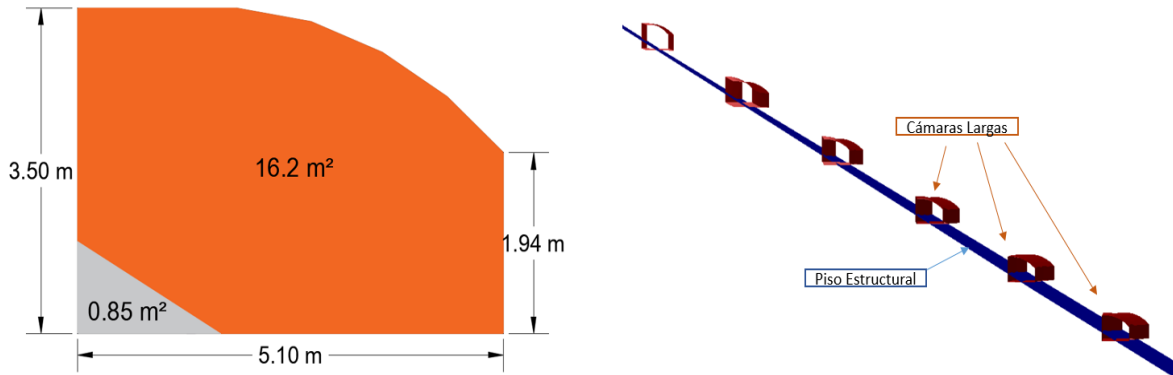


Fuente: Resultado de Estudio.

5.1.2 Dimensionamiento labores. El dimensionamiento de las labores corresponde al requerimiento operativo de la mina el uvo, con especial énfasis en la razón de explotación del mineral y secciones óptimas para la operación de equipos y maquinaria utilizados en la perforación, desabombe, transporte de carga, y ventilación.

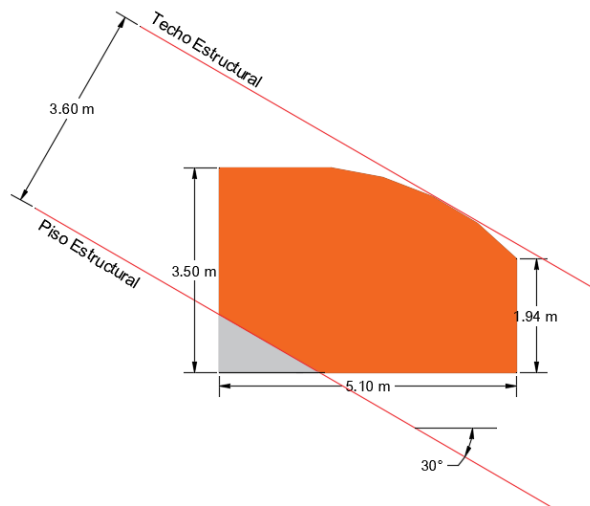
.Seccion, cámaras largas.

Figura 70. Sección cámaras largas, perfil de la labor delimitada por estructural de piso.



Fuente. Resultado del estudio.

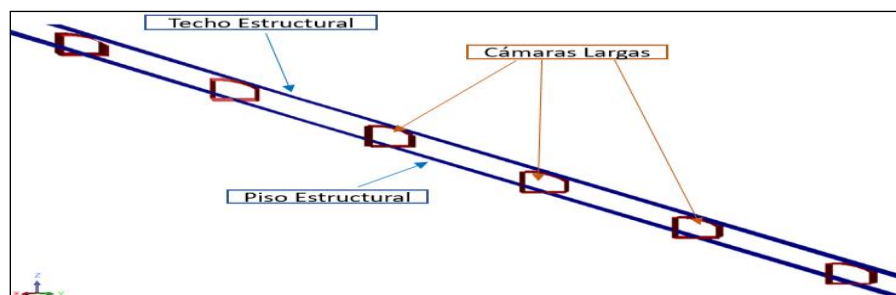
Figura 71. Sección cámaras largas, perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo.



Fuente. Resultado del estudio.

El banco de mineral de hierro se encuentra con un buzamiento de 30° en promedio en esta zona, la guía de la excavación es el contacto entre el mineral de hierro y la roca estéril o piso limolita, debido a las dimensiones de la excavación este triángulo de estéril tiene un área para las cámaras largas de 1.15 m^2 , este triángulo depende del dimensionamiento de la labor teniendo en cuenta la losa de techo para protección y estabilidad de la excavación, el material estéril juega un papel importante en la dilución del mineral de hierro cuando esté es beneficiado. En la mina el Uvo el triángulo máximo admisible es de 1.2 m^2 . Las labores quedan delimitadas por el banco de mineral de hierro como se muestra en la figura 72.

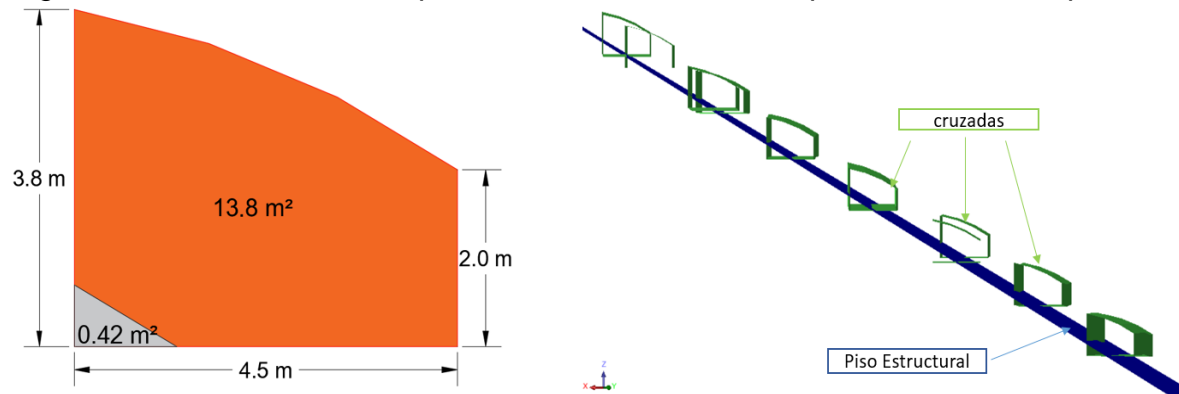
Figura 72. Sección cámaras largas, perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo Software Surpac.



Fuente. Resultado del estudio.

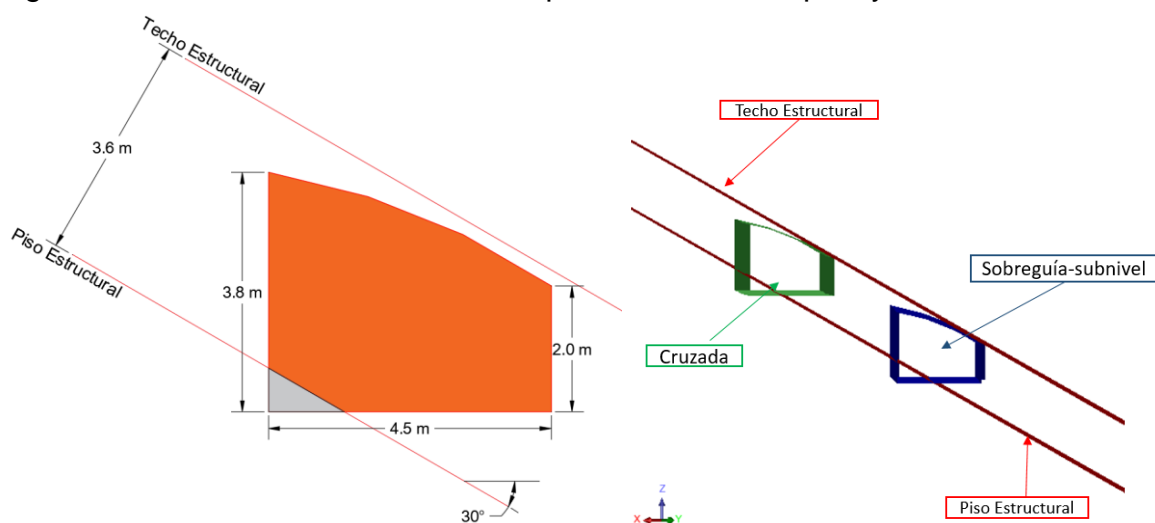
.Seccion, cruzada o comunicaciones.

Figura 73. Sección cruzada, perfil de la labor delimitada por estructural de piso.



Fuente. Resultado del estudio.

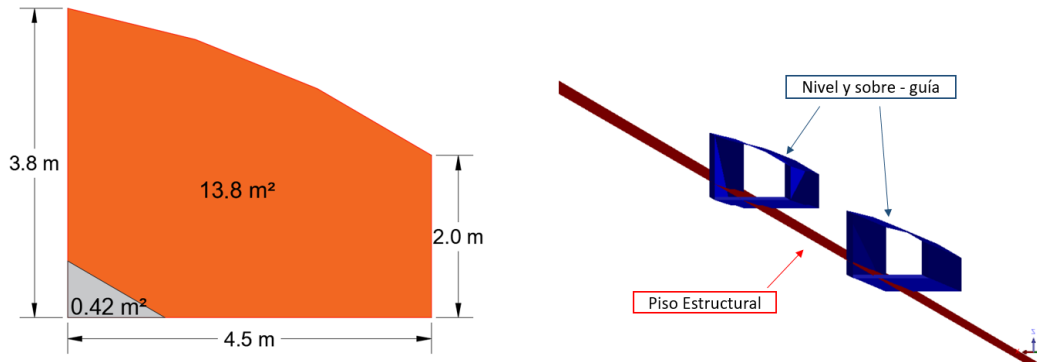
Figura 74. Perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo.



Fuente. Resultado del estudio.

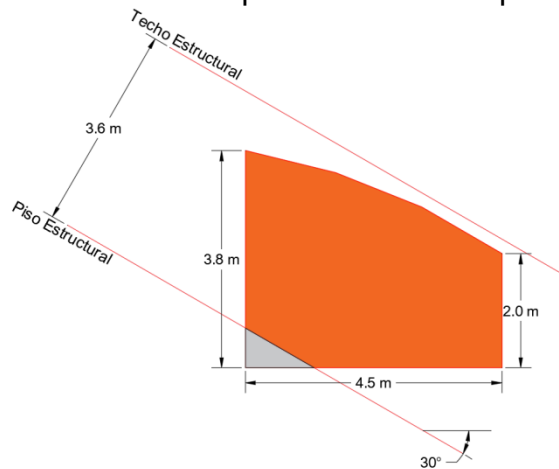
.Seccion, Nivel y sobre-guía - subnivel.

Figura 75. Sección niveles y sobre-guía, perfil de la labor delimitada por estructural de piso.



Fuente. Resultado del estudio.

Figura 76. Perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo.



Fuente. Resultado del estudio.

5.1.3 Determinación factor de seguridad. El diseño de pilares en excavaciones subterráneas tiene como objetivo la estabilidad de la excavación teniendo en cuenta la razón de explotación o extracción del mineral a ser beneficiado. El dimensionamiento de estos pilares está definido por los tipos de esfuerzos que debe soportar, es el caso de los pilares diseñados en roca dura en donde su resistencia está ligada a una pérdida de la cohesión, esta hipótesis fue introducida por Martin (1997) y utilizada por Martin et al. (1999) para establecer la profundidad de la falla subterránea alrededor de las excavaciones.

La relación (w/h) o ancho/alto del pilar es un factor a ser evaluado en el diseño, ya que pilares con relación (w/h) mayores a 1, los esfuerzos horizontales in situ afectan el confinamiento del pilar y cuanto mayor sea esta relación de ancho/ alto del pilar

mayor será la incidencia del esfuerzo horizontal, para pilares con relaciones menores a 1 el confinamiento permanece constante e independiente del esfuerzo horizontal in situ. Maybee William (2000).

Maybee William¹⁵, en su tesis sobre diseño de pilares en rocas duras establece la relación óptima de un pilar de costilla o barrera donde el largo del pilar debe ser 6 a 10 veces el ancho del mismo, con el fin de garantizar mayor confinamiento al núcleo y generar un balance entre los esfuerzos y tensiones en el pilar.

Lunder y Pakalnis (1997) usan la siguiente ecuación para relacionar el ancho y alto del pilar con el confinamiento promedio en este, el confinamiento promedio del pilar (Cpav) es definido como la relación del esfuerzo principal menor y el esfuerzo principal mayor.

$$Cpav = 0.46 \left[\log\left(\frac{Wp}{h} + 0.75\right) \right]^{\frac{1.4}{h}}$$

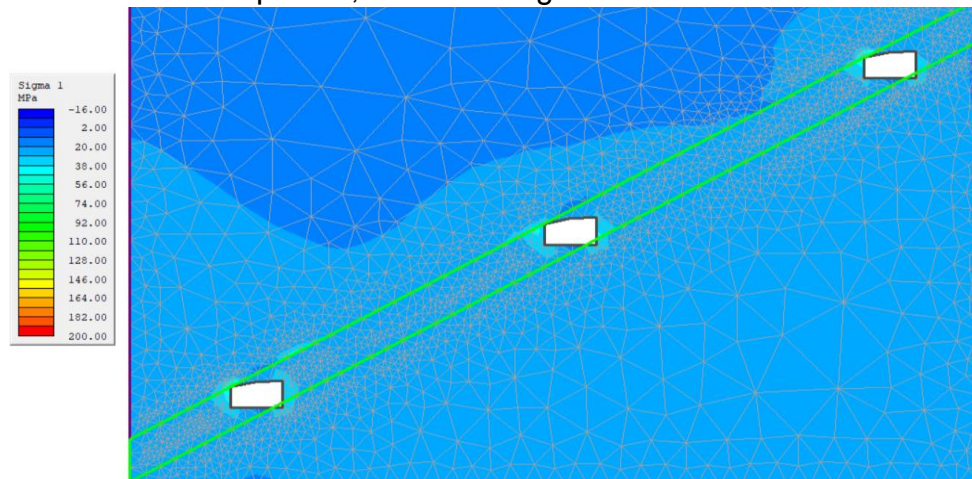
Donde Wp es el ancho del pilar, para el método de explotación por cámaras largas Wp es 35 metros y h es la altura del pilar de 3.5 m, el confinamiento del pilar según la teoría de Lunder y Pakalnis es:

$$Cpav = 0.46 \left[\log\left(\frac{35}{3.5} + 0.75\right) \right]^{\frac{1.4}{3.5}}$$

$$\mathbf{Cpav = 0.4619}$$

En el software phase 2 se realizó el respectivo análisis de La distribución de los esfuerzos en los pilares diseñados con una relación ancho alto de 10 a una profundidad de 760 m, se obtuvo los siguientes resultados.

Figura 77. Esfuerzos en pilares, cámaras largas Phase 2.



Fuente. Resultado del estudio.

¹⁵ MAYBEE.Gregory. Diseño de Pilares en Rocas Duras y Frágiles Ontario. Canadá: Universidad Laurentina. Escuela de Estudios de Posgrado. 2000, p 35.

El resultado del análisis de esfuerzos σ_1 , en los pilares es de aproximadamente 38 MPa con el dimensionamiento establecido para el método de explotación por cámaras largas.

El factor de seguridad queda definido por el dimensionamiento y la resistencia del pilar a los esfuerzos que está sometido, se debe tener en cuenta los siguientes parámetros para el cálculo del factor de seguridad:

σ_p = resistencia del pilar.

σ_1 = esfuerzo principal mayor.

r = Razón de explotación.

σ_c = resistencia a la compresión simple.

W_p = ancho pilar

W_0 = ancho cámara

S_p = Esfuerzo promedio en el pilar

P_{zz} = esfuerzo vertical

Se utiliza la ecuación descrita por Obert Duvall para estimar la resistencia de pilares en roca dura, el esfuerzo σ_1 tiene un valor in situ de 38 MPa el cual se toma del valor descrito en la figura 77, utilizando el software phase 2 para el análisis de los pilares dimensionados para el método de explotación por cámaras largas.

$$\sigma_p = \sigma_1(0.778 + 0.222(W_p/h)) = 38 \text{ MPa } (0.778 + 0.222(35/3.6)) = \mathbf{111.58 \text{ MPa}}$$

La razón de explotación se define como la relación entre la producción en cámara y el mineral dejado en machón o pilar, para el método de explotación por cámaras largas se tiene proyectada la siguiente producción según el tipo de labor:

Labores de desarrollo: se tienen tres labores de desarrollo, Nivel inferior - superior y sobre – guía, con una producción total de:

Área excavación: 13.8 m^2

Longitud labores desarrollo :350 m

Peso específico mineral de hierro: 3 T/m^3

$$\text{Producción labores desarrollo} = 13.8 \text{ m}^2 * 350 \text{ m} * 3 \text{ T/m}^3 = 14,490 \text{ T} * 3 = \mathbf{43,470 \text{ T}}$$

Labores de preparación: 24 cruzadas o comunicaciones entre cámaras largas con una producción de:

Área excavación: 13.8 m^2

Longitud labores preparación :40

Peso específico mineral de hierro: 3 T/m^3

Producción labores preparación = $13.8 \text{ m}^2 * 40 \text{ m} * 3 \text{ T/m}^3 = 1,656 \text{ T} * 24 = \mathbf{39,744 \text{ T}}$

Labores de explotación: Las cámaras largas componen las labores de explotación con 6 cámaras largas con una producción:

Área excavación: 16.2 m^2

Longitud labores explotación :350

Peso específico mineral de hierro: 3 T/m^3

Producción labores explotación = $15 \text{ m}^2 * 350 \text{ m} * 3 \text{ T/m}^3 = 17010 \text{ T} * 6 = 102,060 \text{ T}$

Producción total = $43,470 \text{ T} + 39,744 \text{ T} + 102,060 \text{ T} = \mathbf{185,274 \text{ T}}$

En el capítulo 2 se definieron las reservas para la zona 73C de acuerdo al polígono de explotación, reservas calculadas de $363,806.79 \text{ T}$. La razón de explotación queda definida como:

$$r = \frac{\text{producción (T)}}{\text{mineral dejado en machón o pilar (T)}} = \frac{185,274 \text{ T}}{363,806.79 \text{ T}} = \mathbf{0.50}$$

El esfuerzo vertical se determina utilizando la siguiente expresión:

$$P_{zz} = Y * H = 0.026 \text{ MN/m}^3 * 760 \text{ m} = 19.76 \text{ MPa}.$$

El esfuerzo promedio en el pilar (S_p), toma en cuenta la razón de explotación y el esfuerzo vertical:

$$S_p = P_{zz} * (1 / 1 - \text{razón explotación})$$

$$S_p = 19.76 \text{ MPa} * (1 / 1 - 0.50) = \mathbf{S_p = 39.52 \text{ MPa}}$$

Por último, el Factor de seguridad para las labores desarrolladas en el método por cámaras largas queda definido así:

$$F_s = \frac{\sigma_p}{S_p} = \frac{\text{resistencia del pilar}}{\text{esfuerzo promedio en el pilar}} = \frac{111.85 \text{ MPa}}{39.52 \text{ MPa}} = \mathbf{2.8}$$

La recomendación establecida por la compañía John T. Boyd para el factor de seguridad en la mina de hierro el uvo, si este es evaluado por la teoría de Obert Duvall debe ser mayor o igual a 1.5.

5.1.4 Maquinaria, equipos e insumos requeridos. Las labores establecidas para el método de explotación por cámaras largas no tienen variación con relación a patrones operacionales desarrollados en el avance y adecuación de los frentes de trabajo en la mina de hierro el uvo, pues el diseño del método toma en cuenta las secciones de las labores para la operación de equipos de perforación y transporte utilizados en la mina.

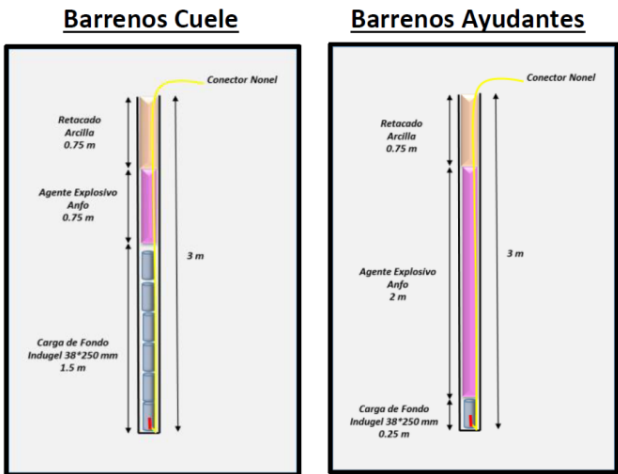
El arranque del mineral de hierro se realiza por medio de voladura, utilizando un equipo de perforación jumbo en cargado de generar barrenos en el frontón o frente de avance de la labor minera, con una longitud de perforación de 3m, estableciendo la ejecución de la malla de perforación con su respectivo cuele, posteriormente estos barrenos se cargan con un explosivo de fondo en la mina de hierro el uvo se utiliza indugel plus y como carga de columna anfo, detonador no eléctrico exel, detonador común número 8, cordón detonante y mecha de seguridad, antes de realizar la voladura se retiran los ductos de ventilación. Realizada la voladura se ejecuta el respectivo desabombe y pernado de techo utilizando pernos helicoidales fijados con resina, una vez asegurado el frente se permite el ingreso de los cargadores de bajo perfil LHD con capacidad de 10 T, para transporte del mineral hacia las tolvas.

Las características de los explosivos para producir la voladura utilizando perforador jumbo para cámaras largas se muestran a continuación:

Cuadro 26. Aspectos voladura, perforador Jumbo.

Diámetro del Barreno (mm)	48
Longitud del barreno (m)	3
Densidad del mineral (T/m^3)	3
Avance efectivo por voladura (m)	2.4

Figura 78. Barrenos cuele y ayudantes, perforador Jumbo.



Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 27. Explosivos utilizados método explotación cámaras largas.

	Embalaje	Dimensiones	Densidad	Peso por unidad	
Indugel	Caja x 72 Tacos	38*250 mm	1.2	Kg / taco	0.347
Anfo	Bulto x 25 kg	Granular	0.85	Kg/metro barreno	1.15 - 1.53

Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 28. Explosivos cámaras largas.

	Numero barrenos	Tacos indugel por barreno	Metros barreno cargado con Anfo	Área promedio Cámara Larga (m ²)	Toneladas por Voladura	Factor de carga (Kg/m ³)	Factor de carga (kg/T)
Barrenos de cuele	10	6	0.75	16.2	116	2.2	0.74
Barrenos ayudantes	16	1	2				

Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 29. Consumos explosivos por voladura perforador jumbo, método cámaras largas.

Indugel (kg)	Anfo (kg)	Cordon detonante (m)	Mecha de seguridad (m)	Detonador comun #8	Detonador exel
26.372	60	25	5	2	26
Tacos/voladura	Bultos/voladura				
76	2.4				

Fuente: Acerías Paz del Río.

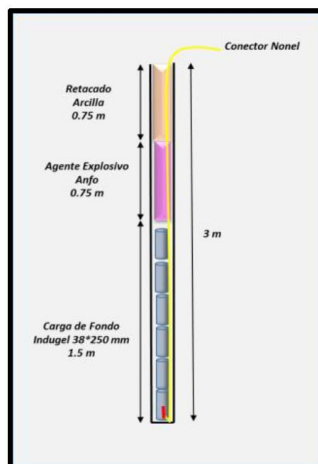
Las características de los explosivos para producir la voladura utilizando perforadora neumática manual para cruzadas, niveles y sobre- guía se muestran a continuación:

Cuadro 30. Aspectos voladura, perforación manual.

Diámetro del Barreno (mm)	40
Longitud del barreno (m)	1.8
Densidad del mineral (T/m ³)	3
Avance efectivo por voladura (m)	1.4

Fuente: Acerías Paz del Río.

Figura 79. Barrenos cuele perforadora manual.



Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 31. Explosivos utilizados perforación manual, método explotación cámaras largas.

	Embalaje	Dimensiones	Densidad	Peso por unidad	
Indugel	Caja x 72 Tacos	38*250 mm	1.2	Kg / taco	0.347
Anfo	Bulto x 25 kg	Granular	0.85	Kg/metro barreno	1.0681

Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 32. Explosivos nivel, sobreguías y cruzadas, método cámaras largas

	Numero barrenos	Tacos indugel por barreno	Metros barreno cargado con Anfo	Área promedio Cámara Larga (m ²)	Toneladas por Voladura	Factor de carga (Kg/m ³)	Factor de carga (kg/T)
Barrenos de cuele	28	1	1.10	13.8	58	2.1	0.7

Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 33. Consumos explosivos por voladura perforación manual, método cámaras largas.

Indugel (kg)	Anfo (kg)	Cordon detonante (m)	Mecha de seguridad (m)	Detonador comun #8	Detonador exel
9.7	32.9	20	5	2	28

Tacos/voladura	Bultos/voladura
28	1.3

Fuente: Acerías Paz del Río.

Para la perforacion del fronton o frente de avance de las cruzadas y niveles se utiliza un equipo de perforacion neumatico de operación manual:

Figura 80. Perforadora manual.

Perforadora Neumatica	Peso	27 kg
	Frecuencia de impacto	3300 golpes/minuto
	Radio barreno	27 - 41 mm
	consumo aire	97 Lb/s

Fuente: Acerías Paz del Río.

El equipo de perforación jumbo es utilizado para generar los barrenos de las camaras largas, y sus características son las siguientes:


Figura 81. Perforador Jumbo.

Perforador Jumbo	Brazo	1.25 m
	Peso	16,550 kg
	Ancho	1.99 m
	Longitud	11 m
	Motor	Deutz 4 cilindros
	Sistema Electrico	24 V

Fuente: Acerías Paz del Río.

El quipo utilizado para el transporte del mineral es un cargador de bajo perfil:

Figura 82. Cargador bajo perfil.

Cargador De Bajo Perfil	Referencia	Cargador frontal Scooptram ST 1030
	Marca	Atlas copco
	Capacidad	10 toneladas
	Motor	Cummins QSL9
	Peso neto	26,000 kg
	Ancho	3.1 m
	Alto	2.352 m
	Largo	9.699 m

Fuente: Acerías Paz del Río.

El scaler paus es el equipo utilizado para el desabombe del techo de la labor, asegurando la zona de trabajo de posibles caídas de rocas o bloques posterior a la generación de la voladura.

Figura 83. Scaler paus.

	Scaler Paus	Referencia	853 - S8
		Alto	2.7 m
		Ancho	3 m
		Largo	6 m
		Peso	8,900 kg
		Martillo Hidraulico	
		Peso con cincel	260 kg
		Numero impactos	560 - 1200 golpes/min

Fuente: Acerías Paz del Río.

. Ventajas y desventajas método de explotación cámaras largas.

Cuadro 34. Ventajas y desventajas método cámaras largas.

Ventajas	Desventajas
Mecanización de zonas con buzamientos de 30°	Calidad disminuye por presencia de estéril.
Explotación con equipos jumbo, Scaler y cargador LHD.	Aplicable para espesores mayores a 3.4 metros.
Mejores condiciones de seguridad	Dificultad para la construcción de la primera cámara larga por ventilación
Mayor rendimiento hombre turno	

Fuente: Resultado de Estudio.

El rendimiento por hombre turno en la mina actualmente es de seis toneladas hombre turno con una producción de 20,000 toneladas. La implementación del método de explotación por cámaras largas dará rendimientos de 9 toneladas hombre turno para la misma producción, ver cuadro 47.

5.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TAMBORES PARALELOS Y SUBNIVELES

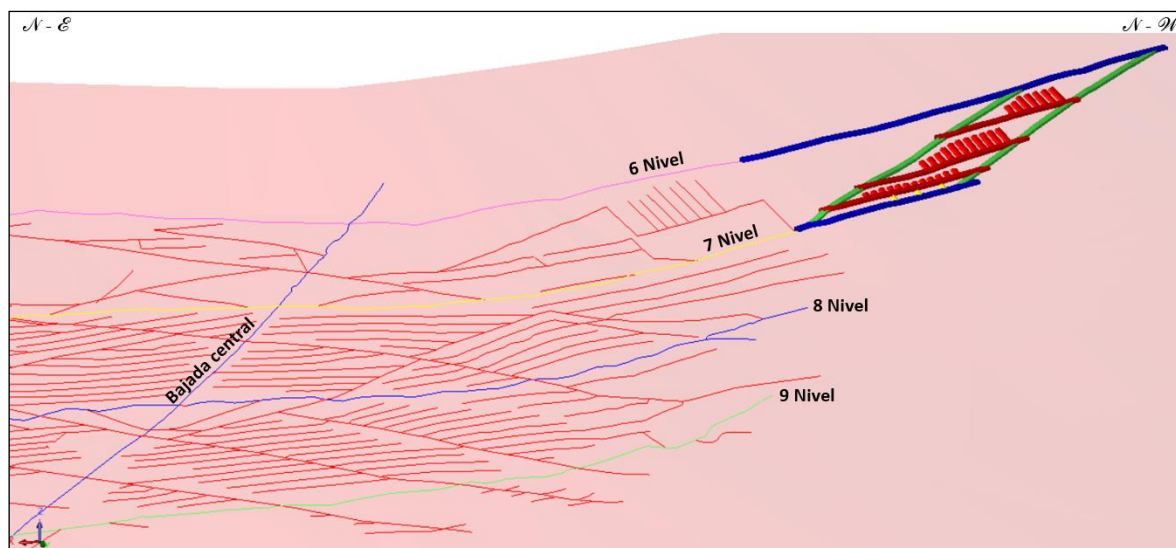
El método por tambores paralelos y subniveles es el empleado para la zona 71T localizada al N-W respecto de la bajada central, en esta área el banco de mineral de hierro presenta espesores promedio de 4 - 6 metros y buzamientos entre 30° a 35°.

La delimitación del bloque de explotación está definido por niveles separados entre cotas cada 60 metros, exactamente entre el sexto y séptimo nivel inferior en el costado izquierdo, posteriormente se realiza una sobreguía o subnivel paralelo al nivel inferior con el fin de realizar tolvas de transferencia para el cargue de las vagonetas del tren eléctrico, a partir del nivel inferior se realizan dos vías de acceso que conectarán los niveles inferior y superior, estas vías tendrán una pendiente promedio de 6° con separación en el plano horizontal de 200 metros y 350 metros de longitud, estas vías corresponden a las labores de preparación y delimitan el bloque de explotación en el plano vertical. La realización de los subniveles que darán paso a las labores de explotación se desarrollarán cada 20 metros respecto al plano vertical tomando como referencia el nivel inferior, estas labores tendrán una longitud de 200 metros y pendientes promedio de 1° a 2°. Una vez realizados los subniveles se comienza la ejecución de las labores de explotación que comprenden la realización de los tambores paralelos avanzados en sentido opuesto al buzamiento del banco de mineral de hierro con longitud de explotación de 15 metros y ancho del machón de protección o pilar de 9m, al finalizar el avance del tambor queda un machón de protección de 4 m con el subnivel superior. Los tambores paralelos que se desarrollan en el primer subnivel con referencia al nivel inferior, tendrán una longitud de 7 m y separación entre tambores o ancho del machón de protección de 9 m.

El arranque del mineral de hierro se realizara por medio de voladuras, y se utilizara equipo de perforación jumbo en los niveles, vías y subniveles y perforadora neumática manual en los tambores paralelos, posterior a la voladura el mineral tendrá caída hacia el subnivel donde el cargador de bajo perfil LHD transportara el mineral con destino a las tolvas de transferencia que se encuentran conectadas entre la primera sobreguía o subnivel y el nivel inferior posteriormente el mineral se evacua por la vía férrea hasta la tolva de la transversal del séptimo nivel donde el tamaño de los bloques de mineral se reducirá utilizando una trituradora de mandíbulas.

5.2.1 Diseño minero subterráneo. Se presenta el diseño geométrico y la disposición espacial del bloque de explotación para el método por Tambores paralelos y subniveles en la mina de hierro el uvo, el cual se encuentra entre el sexto y séptimo nivel, al N-W con referencia a la bajada central, desarrollado en el software Surpac.

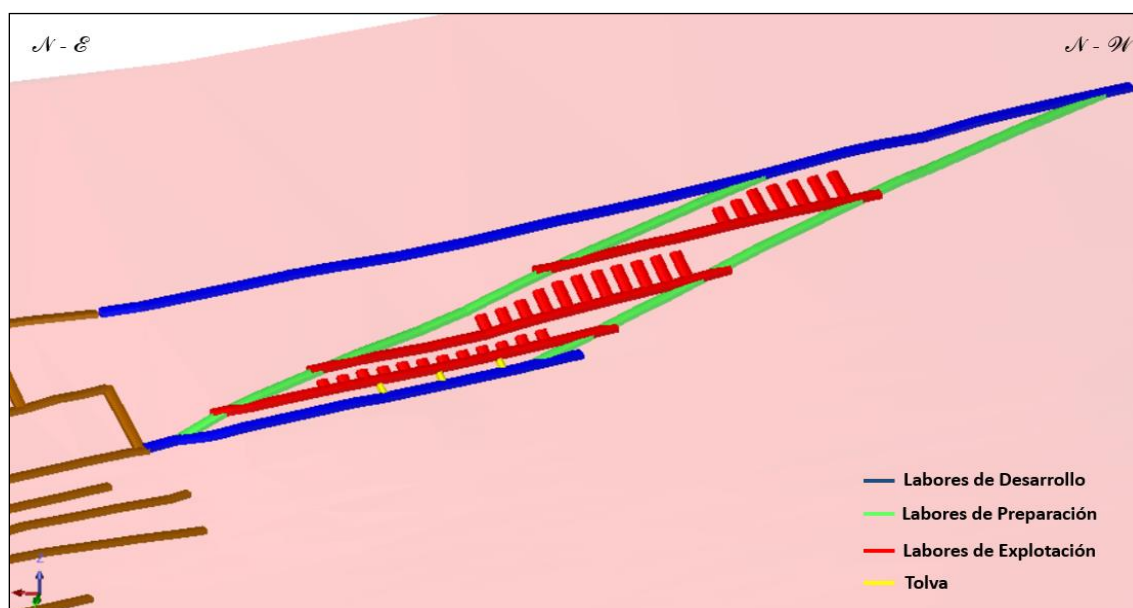
Figura 84. Diseño y localización método de explotación tambores paralelos y subniveles, zona 71T.



Fuente. Resultado del estudio.

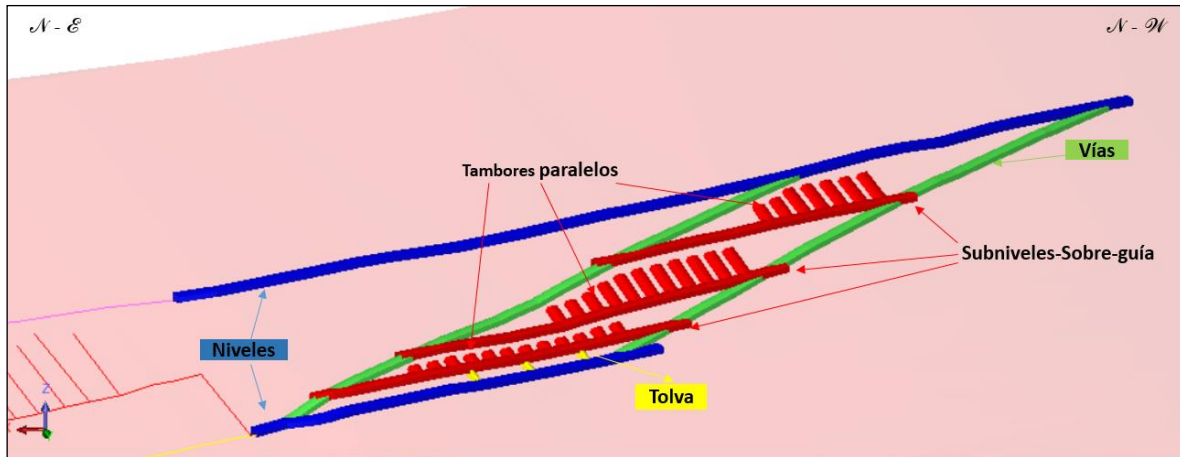
La disposición espacial de las labores se muestran sobre el estructural del banco de mineral de hierro el cual pertenece al bloque de buenos aires, a continuación se resaltan las labores de desarrollo, preparación y explotación correspondientes al método por Tambores paralelos y subniveles.

Figura 85. Método tambores paralelos y subniveles, Labores de desarrollo, preparación y explotación.



Fuente. Resultado del estudio.

Figura 86. Labores, método de explotación tambores paralelos y subniveles.

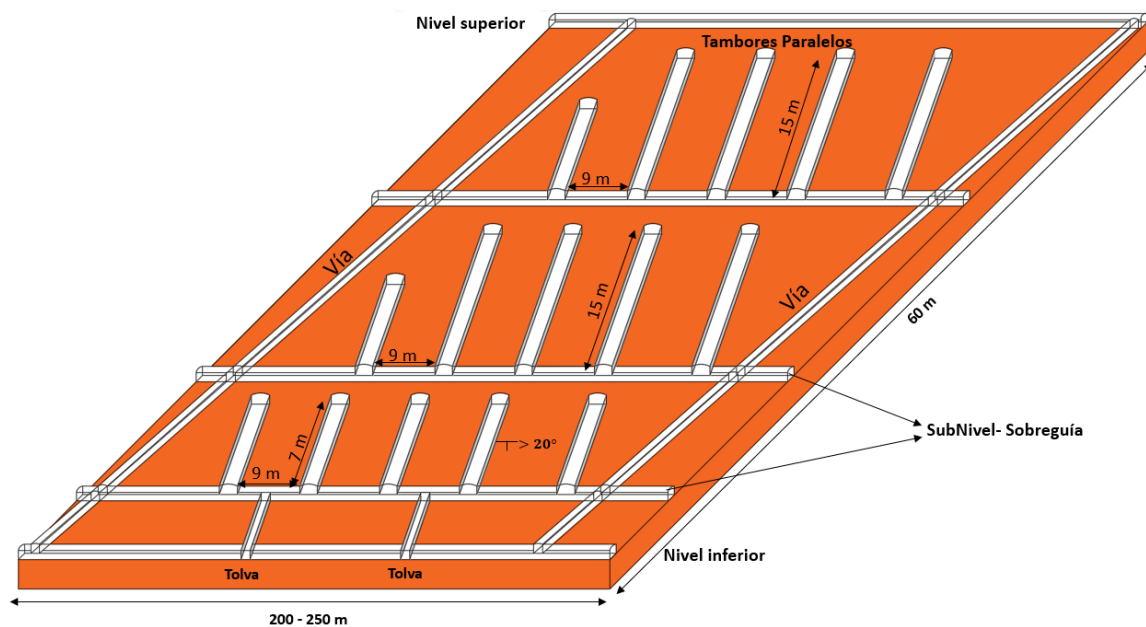


Fuente. Resultado del estudio.

Los niveles o labores de desarrollo se llevan a cabo para la delimitación del bloque de explotación estos niveles con pendientes promedio entre 1° a 2° en conjunto con las labores de preparación o vías con pendientes promedio de 6° delimitan el bloque de explotación. Las labores de explotación comprenden la realización o avance de subniveles paralelos a los niveles y el desarrollo de los tambores paralelos.

El esquema de las labores y dimensionamiento del método de explotación por cámaras largas, se muestra a continuación.

Figura 87. Esquema método de explotación tambores paralelos y subniveles.

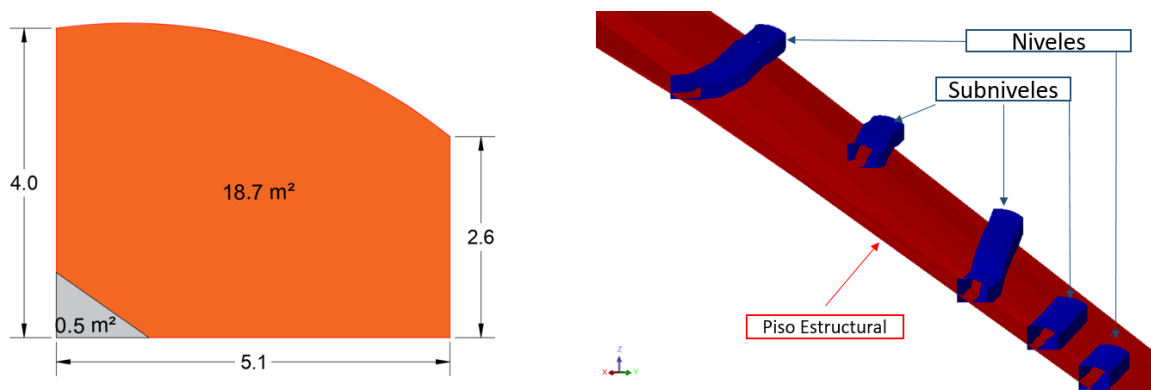


Fuente: Resultado de Estudio.

5.2.2 Dimensionamiento labores. El dimensionamiento de las labores corresponde al requerimiento operativo de la mina el uvo, con especial énfasis en la razón de explotación del mineral y secciones óptimas para la operación de los equipos y maquinaria utilizados en la perforación, desabombe, transporte de carga, y ventilación.

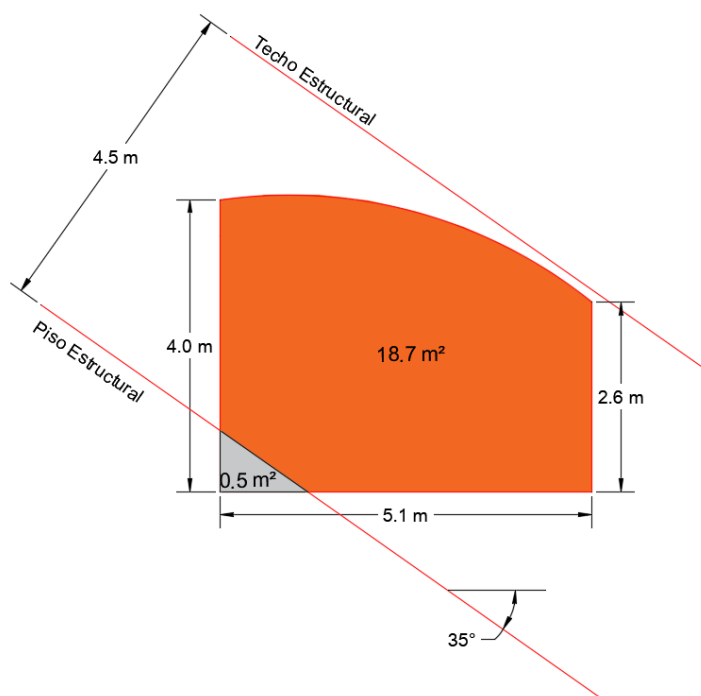
. Sección, Niveles y Subniveles.

Figura 88. Sección Niveles y subniveles, perfil de la labor delimitada por estructural de piso.



Fuente. Resultado del estudio.

Figura 89. Perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo.

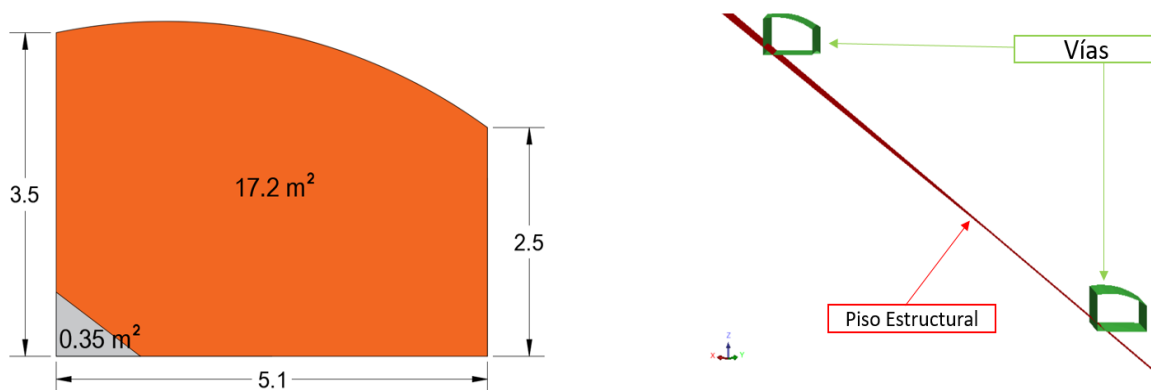


Fuente. Resultado del estudio.

La sección de la excavación lleva una referencia para el avance el cual es el contacto entre el mineral de hierro y la limolita en el piso, este triángulo de estéril se forma por la realización de la excavación y no debe ser mayor a 1.2 m^2 , esto facilita al trabajador minero el dimensionamiento de la labor además de ser un parámetro de diseño de la excavación. Para esta zona no se tiene bien definido el estructural de techo del banco correspondiente al mineral de hierro.

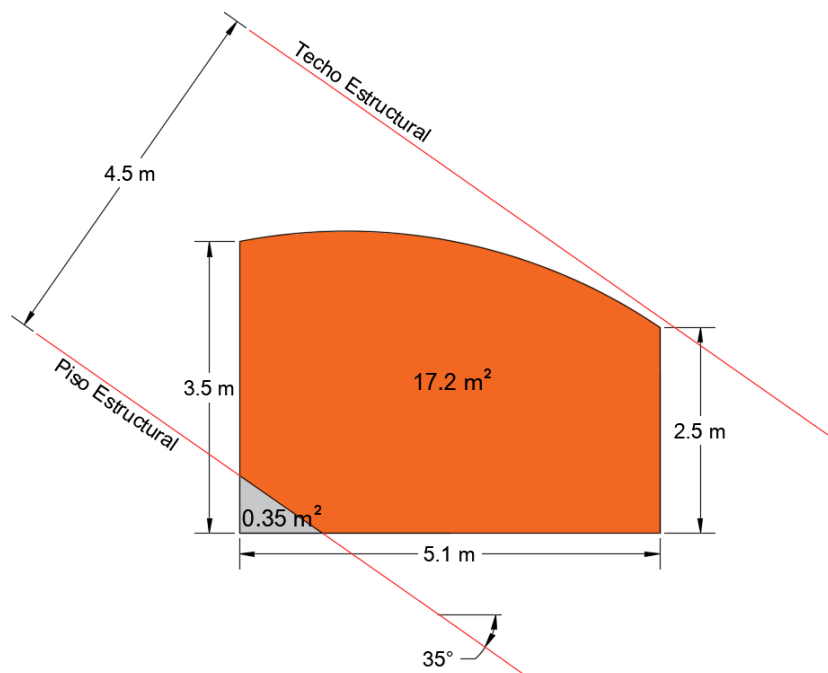
. Sección, Vías.

Figura 90. Sección Vías, perfil de la labor delimitada por estructural de piso.



Fuente. Resultado del estudio.

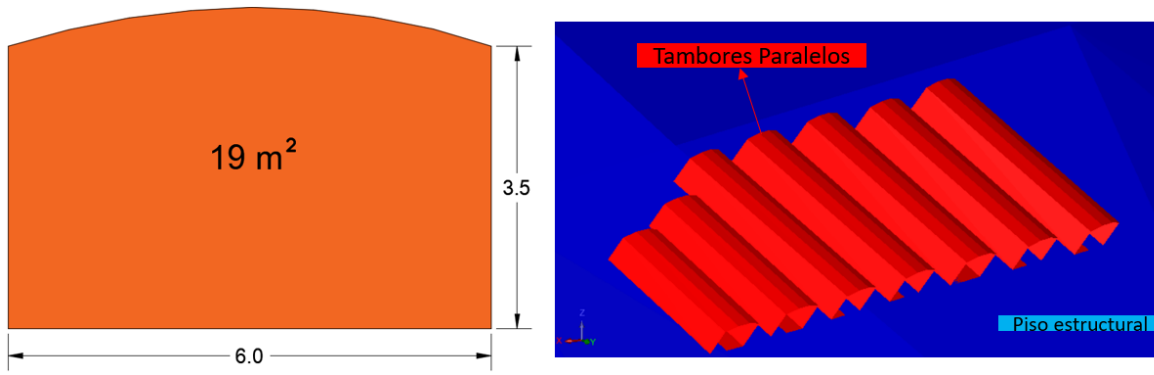
Figura 91. Perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo.



Fuente. Resultado del estudio.

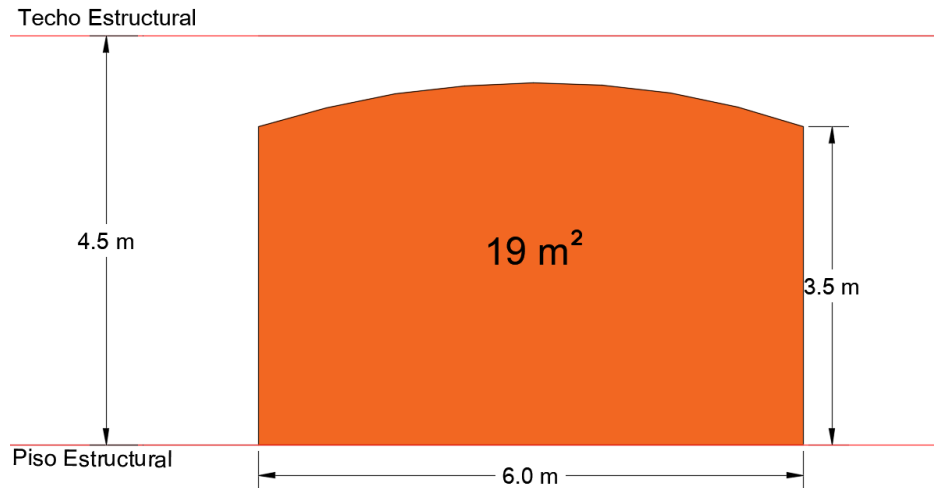
. Sección Tambores paralelos.

Figura 92. Sección tambores paralelos, perfil de la labor delimitada por estructural de piso.



Fuente. Resultado del estudio.

Figura 93. Perfil de la labor delimitada por estructural de piso y techo.



Fuente. Resultado del estudio.

Los tambores de explotación se desarrollan en el sentido opuesto al buzamiento, siendo la guía para el avance del tambor una leve cinta de material estéril en el piso de la excavación.

5.2.3 Determinación factor de seguridad. Lunder y Pakalnis (1997) usan la siguiente ecuación para relacionar el ancho y alto del pilar con el confinamiento promedio en este, el confinamiento promedio del pilar (C_{pav}) es definido como la relación del promedio del esfuerzo principal menor y el esfuerzo principal mayor.

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log\left(\frac{W_p}{h} + 0.75\right) \right]^{\frac{1.4}{\frac{W_p}{h}}}$$

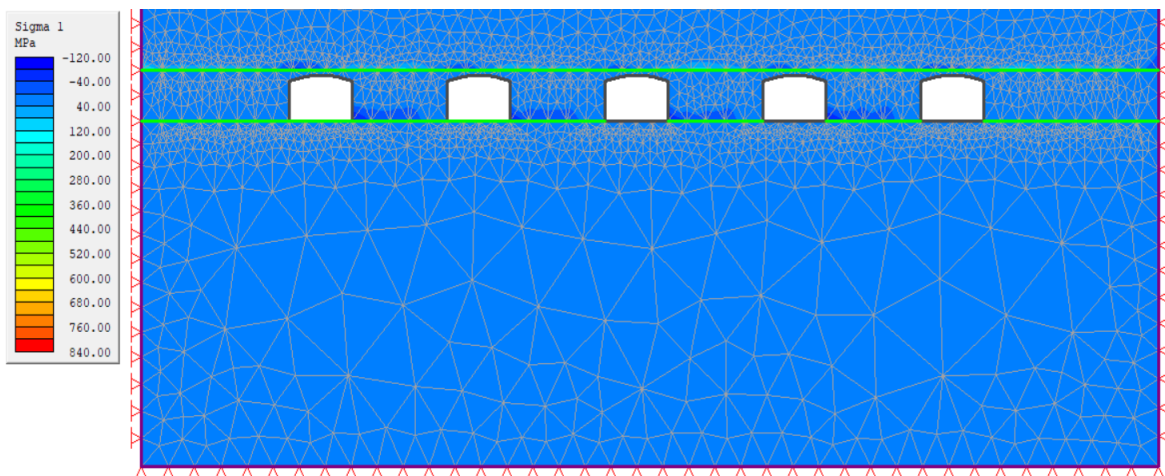
Donde W_p es el ancho del pilar que para el método de explotación por tambores paralelos es de 9 metros entre tambores y h es la altura 4.5 m, el confinamiento del pilar según la teoría de Lunder y Pakalnis es:

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log\left(\frac{9}{4.5} + 0.75\right) \right]^{\frac{1.4}{\frac{9}{4.5}}}$$

$$C_{pav} = 0.258$$

En el software phase 2 se realizó el respectivo análisis de La distribución de los esfuerzos en los pilares diseñados con una relación ancho alto de 2 a una profundidad de 500 m, se obtuvo los siguientes resultados.

Figura 94. Esfuerzos en pilares, Tambores paralelos Phase2.



Fuente. Resultado del estudio.

El resultado del análisis para el esfuerzo σ_1 en los pilares es de aproximadamente 40 MPa con el dimensionamiento establecido para los tambores paralelos.

El factor de seguridad queda definido por el dimensionamiento y la resistencia del pilar a los esfuerzos a los cuales está sometido, se debe tener en cuenta los siguientes parámetros para el cálculo del factor de seguridad:

σ_p = resistencia del pilar.

σ_1 = esfuerzo principal mayor.

r = Razón de explotación.

σ_c = resistencia a la compresión simple.

W_p = ancho pilar

W0 = ancho cámara

Sp = Esfuerzo promedio en el pilar

Pzz = esfuerzo vertical

Se utiliza la ecuación descrita por Obert Duvall para estimar la resistencia de pilares en roca dura, el esfuerzo σ_1 tiene un valor promedio de 40 MPa el cual se toma del valor descrito en la figura 94, utilizando el software phase 2 para el análisis de la zona 71T.

$$\sigma_p = \sigma_1(0.778+0.222(Wp/h)) = 40\text{MPa} (0.778+0.222(9/4.5)) = \mathbf{48.88 \text{ MPa}}$$

La razón de explotación se define como la relación entre la producción en cámara y el mineral dejado en machón o pilar, para el método de explotación por cámaras largas se tiene proyectada la siguiente producción según el tipo de labor:

Labores de desarrollo: se tienen dos labores de desarrollo, Nivel inferior - superior, con una producción total de:

Área excavación: 18.7 m^2

Longitud labores desarrollo :220 m

Peso específico mineral de hierro: 3 T/m^3

$$\text{Producción labores} = 18.7 \text{ m}^2 * 200 \text{ m} * 3 \text{ T/m}^3 = 12,342 \text{ T} * 2 = \mathbf{24,684 \text{ T}}$$

Labores de preparación: Se tienen dos vías de desarrollo que conectan los niveles:

Área excavación: 17.2 m^2

Longitud labores: 350 m

Peso específico mineral de hierro: 3 T/m^3

$$\text{Producción labores} = 17.2 \text{ m}^2 * 350 \text{ m} * 3 \text{ T/m}^3 = 18,060 \text{ T} * 2 = \mathbf{36,120 \text{ T}}$$

Labores de explotación: Los subniveles y tambores paralelos componen las labores de explotación con una producción:

Área excavación Tambores paralelos : 19 m^2

Longitud labores :15 m - 7 m

Peso específico mineral de hierro: 3 T/m^3

$$\text{Producción tambores 15 m} = 19 \text{ m}^2 * 15 \text{ m} * 3 \text{ T/m}^3 = 855 \text{ T} * 18 = 15,390 \text{ T}$$

$$\text{Producción tambores 7 m} = 19 \text{ m}^2 * 7 \text{ m} * 3 \text{ T/m}^3 = 399 \text{ T} * 12 = 4,788 \text{ T}$$

Área excavación Subniveles : 18.7 m^2

Longitud labores: 220 m

Peso específico mineral de hierro: 3 T/m³

Producción labores = 18.7 m² * 220 m * 3 T/m³ = 12,342 T * 3 = 37,026 T

Producción total labores de explotación: 15,390 T + 4,788 T + 37,026 T = **57,204 T**

Producción total: = 24,684 T + 36,120 T + 57,204 T = **118,008 T**

En el capítulo 2 se definieron las reservas para la zona 73C de acuerdo al polígono de explotación, reservas calculadas de 363,806.79 T. La razón de explotación queda definida como:

$$r = \frac{\text{producción (T)}}{\text{mineral dejado en machón o pilar (T)}} = \frac{118,008 \text{ T}}{294,215 \text{ T}} = \mathbf{0.40}$$

El esfuerzo vertical se determina utilizando la siguiente expresión:

$$P_{zz} = Y * H = 0.026 \text{ MN/m}^3 * 500 \text{ m} = 13 \text{ MPa.}$$

El esfuerzo promedio en el pilar (S_{pp}), toma en cuenta la razón de explotación y el esfuerzo vertical:

$$\begin{aligned} S_p &= P_{zz} * (1 / 1 - \text{razón explotación}) \\ S_p &= 13 \text{ MPa} * (1 / 1 - 0.4) = \mathbf{S_p = 21.6 \text{ MPa}} \end{aligned}$$

Por último, el Factor de seguridad para las labores desarrolladas en el método por cámaras largas queda definido así:

$$F_s = \frac{\sigma_p}{S_p} = \frac{\text{resistencia del pilar}}{\text{esfuerzo promedio en el pilar}} = \frac{48.8 \text{ MPa}}{21.6 \text{ MPa}} = \mathbf{2.25}$$

La recomendación establecida por la compañía John T. Boyd para el factor de seguridad en la mina de hierro el Uvo, si este es evaluado por la teoría de Obert Duvall debe ser mayor o igual a 1.5.

5.2.4 Maquinaria, equipos e insumos requeridos. El arranque del mineral de hierro se realiza por medio de voladura, utilizando un equipo de perforación jumbo en cargado de generar barrenos en el frontón o frente de avance de la labor minera, con una longitud de perforación de 3m, estableciendo la ejecución de la malla de perforación con su respectivo cuele, posteriormente estos barrenos se cargan con un explosivo de fondo en la mina de hierro el Uvo se utiliza indugel plus y como carga de columna anfo, detonador no eléctrico exel, detonador común número 8,

cordón detonante y mecha de seguridad, antes de realizar la voladura se retiran los ductos de ventilación. Realizada la voladura se ejecuta el respectivo desabombe y pernado de techo utilizando pernos helicoidales fijados con resina, una vez asegurado el frente se permite el ingreso de los cargadores de bajo perfil LHD con capacidad de 10 T, para transporte del mineral hacia las tolvas.

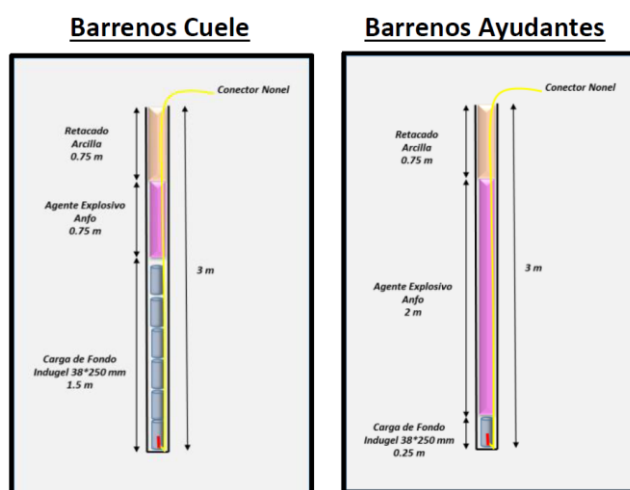
Las características de los explosivos para producir la voladura utilizando perforador jumbo para el avance de niveles, subniveles y vías se muestran a continuación:

Cuadro 35. Aspectos voladura, perforación Jumbo.

Diámetro del Barreno (mm)	48
Longitud del barreno (m)	3
Densidad del mineral (T/m^3)	3
Avance efectivo por voladura (m)	2.4

Fuente: Acerías Pazdel Río.

Figura 95. Barrenos cuele y ayudantes perforación Jumbo.



Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 36. Explosivos utilizados perforador jumbo, método explotación Tambores paralelos y subniveles.

	Embalaje	Dimensiones	Densidad	Peso por unidad	
Indugel	Caja x 72 Tacos	38*250 mm	1.2	Kg / taco	0.347
Anfo	Bulto x 25 kg	Granular	0.85	Kg/metro barreno	1.15 - 1.53

Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 37. Explosivos niveles, subniveles y vías, método tambores paralelos y subniveles.

	Numero barrenos	Tacos indugel por barreno	Metros barreno cargado con Anfo	Factor de carga (kg/T)
Barrenos de cuele	10	6	0.75	0.634
Barrenos ayudantes	16	1	2	

Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 38. Consumos explosivos por voladura perforador jumbo, método tambores paralelos y subniveles.

Indugel (kg)	Anfo (kg)	Cordon detonante (m)	Mecha de seguridad (m)	Detonador comun #8	Detonador exel
26.372	60	25	5	2	26
Tacos/voladura	Bultos/voladura				
76	2.4				

Fuente: Acerías Paz del Río.

Las características de los explosivos para producir la voladura utilizando perforadora neumática manual para los tambores paralelos se muestran a continuación:

Cuadro 39. Aspectos voladura, perforación manual.

Diámetro del Barreno (mm)	40
Longitud del barreno (m)	1.8
Densidad del mineral (T/m^3)	3
Avance efectivo por voladura (m)	1.4

Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 40. Explosivos utilizados perforación manual, método de explotación Tambores paralelos y subniveles.

	Embalaje	Dimensiones	Densidad	Peso por unidad	
Indugel	Caja x 72 Tacos	38*250 mm	1.2	Kg / taco	0.347
Anfo	Bulto x 25 kg	Granular	0.85	Kg/metro barreno	1.0681

Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 41. Explosivos tambores paralelos.

	Numero barrenos	Tacos indugel por barreno	Metros barreno cargado con Anfo	Área promedio Cámara Larga (m^2)	Toneladas por Voladura	Factor de carga (Kg/m^3)	Factor de carga (kg/T)
Barrenos de cuele	28	1	1.10	19	79.8	1.6	0.53

Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 42. Consumo explosivo por voladura perforación manual, método tambores paralelos y subniveles.

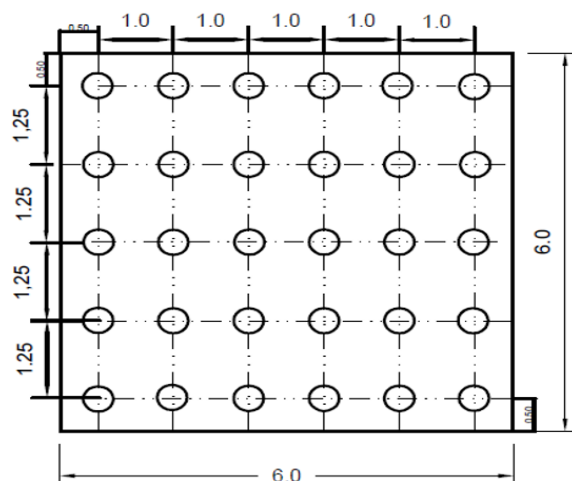
Indugel (kg)	Anfo (kg)	Cordon detonante (m)	Mecha de seguridad (m)	Detonador comun #8	Detonador exel
9.7	32.9	20	5	2	28
Tacos/voladura	Bultos/voladura				
28	1.3				

Fuente: Acerías Paz del Río.

La maquinaria utilizada en la operación para el método de explotación por tambores paralelos y subniveles es la misma que se describe en el subcapítulo 5.1.4.

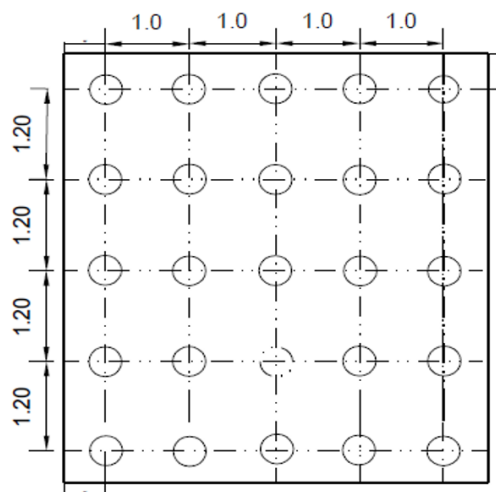
Sostenimiento : Los pernos helicoidales son utilizados como sostenimiento en las labores realizadas en la mina de hierro el uvo, con una longitud de 1.8 metros y diametro de 37.5 mm, fijados al techo con resina. El esquema y distribución espacial de los pernos en el techo de la labor se observa en la siguiente figura:

Figura 96. Esquema pernado, labores con ancho de seis metros.



Fuente: Acerías Paz del Río.

Figura 97. Esquema pernado, labores con ancho de cinco metros.



Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 43. Consumo pernos y accesorios por voladura método cámaras largas.

Método de explotación cámaras largas						
Labor	Pernos	Tuercas	Platinas	Resina	Avance voladura (m)	Ancho labor (m)
Nivel-subniveles	5	5	5	5	1.4	4.5
Cruzadas	5	5	5	5	1.4	4.5
Camaras	10	10	10	10	2.4	5.1

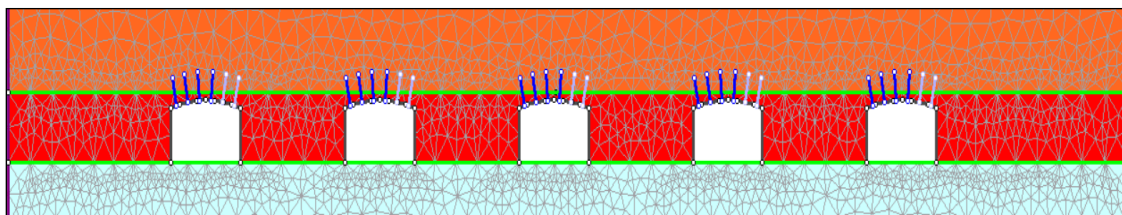
Fuente: Acerías Paz del Río.

Cuadro 44. Consumo pernos y accesorios por voladura, Tambores paralelos y subniveles.

Método de explotación tambores paralelos y subniveles						
Labor	Pernos	Tuercas	Platinas	Resina	Avance voladura (m)	Ancho labor(m)
Nivel - subnivel	10	10	10	10	2.4	5.1
Vías	10	10	10	10	2.4	5.1
Tambores	6	6	6	6	1.4	6

Fuente: Acerías Paz del Río.

Figura 98. Disposición pernos Tambores paralelos.



Fuente: Resultado Estudio.

Ventilación: El circuito de ventilación, genera el caudal necesario para el suministro de aire fresco a 130 personas en un turno de 8 horas, con una conservación de la temperatura ambiente por debajo de 28°C, y una dilución de gases nitrosos producto de la quema de 400 kg de explosivos sumado a los gases generados por la combustión interna producida por la siguiente maquinaria en operación; cargador Scooptram ST1030 – Atlas Copco, dos cargadores Scooptram ST8A y ST7.5Z – Atlas Copco, dos cargadores Tamrock, dos perforadores Jumbo EJC – 145D – Tamrock (Sandvik).

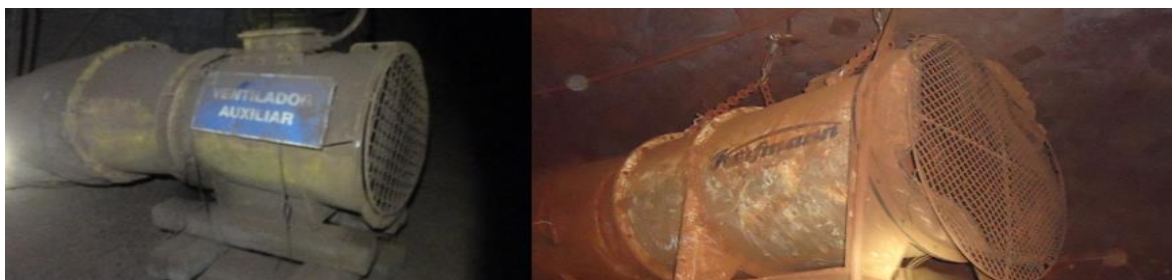
Para la ventilación de los frentes ciegos se instalarán ventiladores secundarios, con ductos de ventilación de 600 mm de diámetro para llevar el aire fresco al frente del avance de la labor.

Cuadro 45. Ventiladores auxiliares mina el uvo.

Marcas	Korfmann/ Inav / Woods / Zitron
Modelo	Axial
Aspa	Aspa graduable
Potencia	86Kw / 54 Kw / 48 Kw / 36 Kw / 22 Kw / 10 Kw
Q	1500 m ³ / h

Fuente: Acerías Paz del Río.

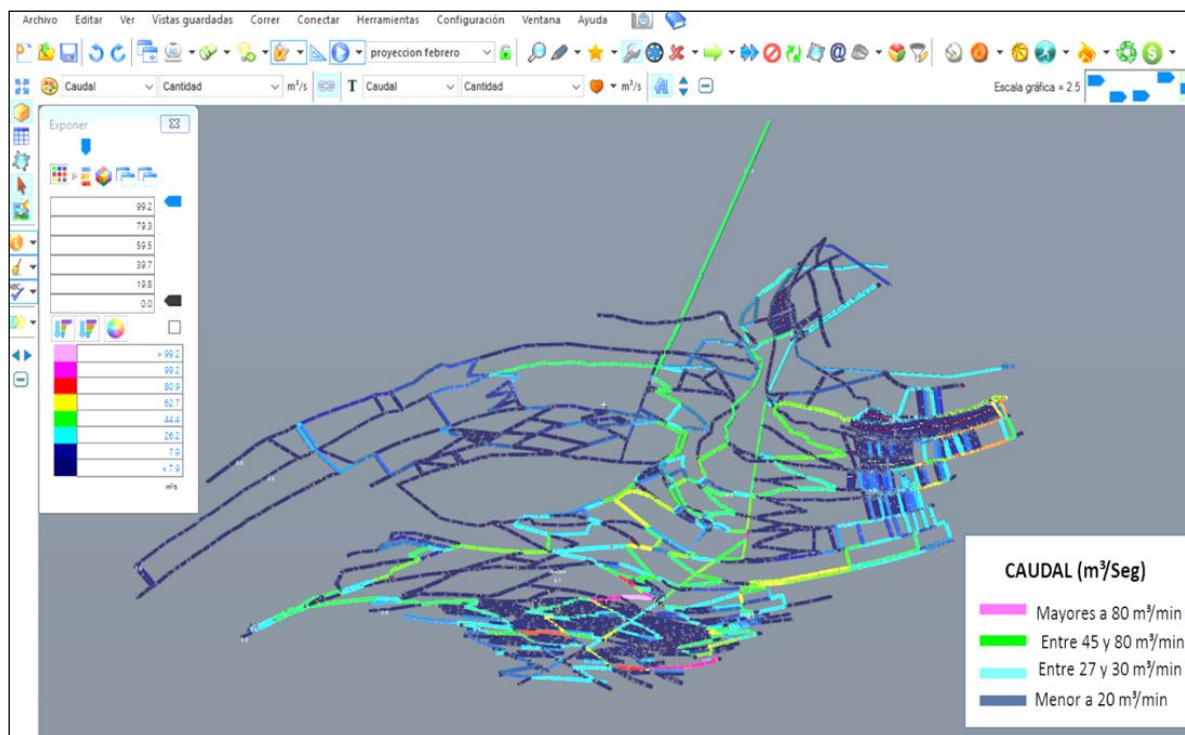
Figura 99. Ventilador korfmann e inav, mina de hierro el Uvo.



Fuente: Acerías Paz del Río.

Se muestra a continuación el mapa general del circuito de ventilación desarrollado en el software ventsim y las condiciones de los caudales presentes en la mina en (m^3/seg).

Figura 100. Modelo de ventilación actual mina de hierro el Uvo.



Fuente: Acerías Paz del Río.

. Ventajas y desventajas

Cuadro 46. Ventajas y desventajas, método tambores paralelos y subniveles.

Ventajas	Desventajas
Mecanización de zonas con buzamientos de 35°	Extenso desarrollo de niveles de transporte
Explotación con equipos jumbo, Scaler y cargador LHD.	Aplicable para zonas mayores a 4 metros..
Mejores condiciones de seguridad	Dificultad para la construcción de la primera vía de comunicación por ventilación
Mayor rendimiento hombre turno	

Fuente: Resultado del Estudio.

Los rendimientos referentes a toneladas/ hombre turno para la mina luego de la implementación del método de explotación son los estimados en el cuadro 47.

6. EVALUACIÓN ECONÓMICA

6.2 PROYECCIÓN COSTOS DE EXPLOTACIÓN

La implementación de los métodos de explotación correspondientes a las zonas 73C y 71T del bloque Buenos aires en la mina de hierro el Uvo, necesitan una inversión económica por parte de la empresa para su realización teniendo en cuenta todos los factores que conciernen a la misma.

6.2.1 Costos por mano de obra. La evaluación de los costos por mano de obra se determina para un turno de trabajo de 8 horas, teniendo en cuenta el personal necesario en la operación de la mina, con una producción de 20,000 toneladas mes.

Cuadro 47. Costos promedio mano de obra métodos de explotación.

Sección	Descripción de Actividad	Personal	total	Costo total	salario promedio * persona
TRANSPORTE	Operador De cargador	4	15	\$ 16,376,000.00	\$ 4,094,000.00
	Rejero	1		\$ 2,848,000.00	\$ 2,848,000.00
	Operador De Banda	5		\$ 16,020,000.00	\$ 3,204,000.00
	Operador De Trituradora	1		\$ 3,204,000.00	\$ 3,204,000.00
	Operador de Bulldozer	1		\$ 3,738,000.00	\$ 3,738,000.00
	Operador Scaler	2		\$ 7,476,000.00	\$ 3,738,000.00
	Operador (carro de seivicios)	1		\$ 3,560,000.00	\$ 3,560,000.00
EXPLOTACION	perforación Jumbo	9	35	\$ 35,244,000.00	\$ 3,916,000.00
	perforación manual	9		\$ 33,642,000.00	\$ 3,738,000.00
	Pernada	6		\$ 22,428,000.00	\$ 3,738,000.00
	Supervision Minera	3		\$ 12,282,000.00	\$ 4,094,000.00
	Analista de Seguridad	1		\$ 3,204,000.00	\$ 3,204,000.00
	Almacenista Explosivos	1		\$ 3,382,000.00	\$ 3,382,000.00
	cuadrillas de cargue de explosivo	6		\$ 17,088,000.00	\$ 2,848,000.00
VENTILACIÓN	Supervisión Ventilación.	1	4	\$ 3,560,000.00	\$ 3,560,000.00
	Operarios de Ventilación.	3		\$ 9,612,000.00	\$ 3,204,000.00
PLANEAMIENTO Y TOPOGRAFIA	Ing de Planeamiento Minero	1	4	\$ 4,628,000.00	\$ 4,628,000.00
	Topografo y auxiliares de topografía.	3		\$ 10,324,000.00	\$ 3,441,333.33
ADMINISTRACIÓN	Auxiliar	1	1	\$ 3,560,000.00	\$ 3,560,000.00
	Electricistas	8	8	\$ 28,480,000.00	\$ 3,560,000.00
MECÁNICA	Ing. Mecanica	1	23	\$ 4,450,000.00	\$ 4,450,000.00
	Mecánico bajo tierra	10		\$ 36,490,000.00	\$ 3,649,000.00
	Mecánico superficie	9		\$ 32,040,000.00	\$ 3,560,000.00
OTROS	permanencia sindical	3	15	\$ 26,700,000.00	\$ 1,780,000.00
	delegados sindicales	3			
	Incapacidades	2			
	cuadrillas de servicios	2			
	Operarios de apoyo superficie	5			
TOTAL		105		\$ 340,336,000	\$ 3,545,166.67
	Produccion obtenida	20000		Rendimiento Mina 9 T h/t	

Fuente: Acerías paz del río.

6.2.2 Costos insumos necesarios explotación. Para el arranque del mineral de hierro se utilizan materiales explosivos, posteriormente se realiza el pernado del techo para estabilidad y seguridad de la excavación. Estos costos se proyectan a un mes con una producción de 20,000 Toneladas.

Cuadro 48. Costo unitario explosivo y accesorios en pesos.

valor kg, indugel	7,770
valor kg, anfo	3,280
valor cordón ,metro	4,55
valor mecha, metro	5,20
valor detonador # 8 (cu)	5,37
valor Exel (cu)	6,000

Fuente: Acerías Paz del Río.

El costo y consumo de explosivos determinado para un mes con una producción de 20,000 toneladas es de:

Cuadro 49. Costo y consumo explosivos - accesorios.

Explosivo	Costo	Consumo
Indugel	\$ 25,084,668	3228.4 kg
Anfo	\$ 26,505,024	8080.8 kg
Cordón detonante	\$ 2,011,100	4420 m
Mecha de seguridad	\$ 530,400	1020 m
Detonador común # 8	\$ 219,096	408 unidades
Detonador Exel	\$ 36,720,000	6120 unidades
Total	\$ 91,070,288	

Fuente: Acerías Paz del Río.

A este costo total se le suma un impuesto del 41% por parte del estado, teniendo un costo total por explosivos de \$ 128,409,106.

El costo por sostenimiento corresponde a los pernos helicoidales y sus accesorios:

Cuadro 50. Costo y consumo pernos - accesorios.

Accesorios	costo	consumo
Perno	\$ 35,904,000	1632
Tuerca	\$ 4,595,712	1632
Platina	\$ 8,649,600	1632
Resina	\$ 12,135,552	1632
Total	\$ 61,284,864	

Fuente: Acerías Paz del Río.

El servicio eléctrico en la mina es fundamental para la operación de los equipos como ventiladores principales y secundarios, bandas transportadoras, tren eléctrico, Trituradoras, jumbo, bombas de desagüe, sistema de riego, taller mecánico o cárcamo bajo tierra y operación superficial. El costo promedio al mes por consumo de energía eléctrica en la mina de hierro el Uvo es de 4,200 \$ / T. El Costo promedio por consumo de combustible (ACPM) por tonelada es de 1,500 \$ / T.

En resumen, se muestran los costos promedio en la operación de la mina:

Cuadro 51. Costos mina el Uvo.

Costos Variables	22,000 \$/T
Costos fijo Directo	27,000 \$/T
Costos fijo indirecto	9,0000 \$/T
Total	58,000 \$/T

Fuente: Acerías Paz del Río.

La producción estimada para los dos bloques establecidos en los métodos de explotación de la zona 73C y 71T es de 295,000 toneladas con un costo aproximado de extracción por tonelada de 58,000 pesos. A un ritmo de explotación de 20,000 toneladas mes estas reservas se estiman para 15 meses de producción.

6.2.3 Costos maquinaria. Los costos de maquinaria se toman como la depreciación anual de los equipos debido a su uso y deterioro en relación al tiempo. Para el caso de la mina el Uvo los equipos existentes tienen más de 10 años de operación. Pero se requiere un equipo nuevo de perforación de referencia S1D – atlas copco con un valor de 645,000 USD o 1,935,000,000 millones de pesos.

Cuadro 52. Depreciación Jumbo S1D.

Detalle	Actividad	Valor a Depreciar	Años de Depreciación	Depreciación por Año
Maquinaria	Compra	\$ 1,935,000,000	10	\$ 193,500,000

Fuente: Resultado del Estudio.

La amortización para un periodo de cuatro años del perforador S1D con interés del 2% anual, con cuotas fijas atreves del tiempo se pagará a cuotas mensuales de 63,084,551 millones de pesos más interés por 48 meses, ver anexo 6.

6.2.4 Costos legales. Los costos legales de la operación y realización de los métodos de explotación corresponden específicamente al pago de regalías por extracción del mineral de hierro fijado en toneladas. El valor del pago de regalías para la mina de hierro el Uvo, es aproximadamente 4,500 \$ / T.

6.3 VALOR PRESENTE NETO Y TIR

La inversión inicial para cada ciclo de explotación es de 1,160,000,000 millones de pesos para una producción de 20,000 toneladas mes a una tasa de interés del 2% anual. El valor presente neto se calcula para periodos de tiempo mensual.

Cuadro 53. Valor presente neto y utilidades mes.

Tasa interés anual		2%		
inversión inicial		\$ 17,400,000,000		
Mes	Utilidad	Factor Depreciación	Valor presente	
1	\$ 1,800,000,000	1.02	\$ 1,764,705,882	
2	\$ 1,800,000,000	1.02	\$ 1,764,705,882	
3	\$ 1,800,000,000	1.02	\$ 1,764,705,882	
4	\$ 1,800,000,000	1.02	\$ 1,764,705,882	
5	\$ 1,800,000,000	1.02	\$ 1,764,705,882	
6	\$ 1,800,000,000	1.02	\$ 1,764,705,882	
7	\$ 1,800,000,000	1.02	\$ 1,764,705,882	
8	\$ 1,800,000,000	1.02	\$ 1,764,705,882	
9	\$ 1,800,000,000	1.02	\$ 1,764,705,882	
10	\$ 1,800,000,000	1.02	\$ 1,764,705,882	
11	\$ 1,800,000,000	1.02	\$ 1,764,705,882	
12	\$ 1,800,000,000	1.02	\$ 1,764,705,882	
13	\$ 1,800,000,000	1.04	\$ 1,730,103,806	
14	\$ 1,800,000,000	1.04	\$ 1,730,103,806	
15	\$ 1,800,000,000	1.04	\$ 1,730,103,806	
			\$ 26,366,782,007	VP
			\$ 8,966,782,007	VPN

Fuente: Resultado del Estudio.

Al valor de la VPN se le debe descontar 15 cuotas de pago por valor de 63,084,551 millones de pesos por la compra del perforador jumbo, dando un valor presente neto por un valor de 8,020,513,742 millones de pesos.

La tasa interna de retorno (TIR), o tasa interna de rentabilidad se muestra a continuación:

Cuadro 54. Tasa interna de retorno.

Inversión inicial	Utilidad año 1	Utilidad año 2	TIR
-\$ 17,400,000,000.00	\$ 21,600,000,000	\$ 5,400,000,000	45%

Fuente: Resultado del Estudio.

El proyecto es viable ya que el valor de la tasa interna de retorno es mayor al valor de la tasa de depreciación del 2% anual.

7. CONCLUSIONES

La proyección de la falla de buenos aires que se encuentra cercana a las labores del sexto nivel inferior, influirá en la operación en un momento dado debido al contacto que se presentara en la zona 73C evidenciándose este contacto con despalzamiento o salto vertical inicialmente en el nivel superior de los futuros bloques de explotación para esta zona.

Para la zona 71T , localizada al N-W respecto a la bajada central el banco de mineral de hierro en su costado mas extremo o final presenta buzamientos de aproximadamente 45° , que obligaran a la operación de la mina a determinar hasta que punto es técnico y rentable la implementación del método de explotación por tambores paralelos y subniveles.

La determinación de las reservas mineras para esta tesis se especificó como reservas probables, ya que se indica que el recurso está presente en esta zona más no se tiene certeza en cuanto a la afectación de fallas de menor grado que se presenten en el área o polígono determinado para el desarrollo de los métodos de explotación a implementar, que incidirán en la categorización del recurso.

Se tiene una clasificación geomecánica del macizo rocoso para la zona del sexto nivel de clase III o regular, pues en esta zona se evidencia mayor fracturamiento del macizo rocoso que corresponde al banco de mineral de hierro esto debido a la cercanía de estas zonas con la falla de buenos aires, para el séptimo nivel las condiciones geomecánicas mejoran obteniendo un macizo de clase II, establecido como bueno.

Los esfuerzos principales analizados a partir de las familias de discontinuidades presentes en el sexto y séptimo nivel dan una referencia de la orientación de estos esfuerzos en la excavación, entregando más elementos de análisis para la proyección de las labores mineras.

Las teorías desarrolladas por Mohr y los modelos de fracturamiento de Anderson proporcionan herramientas útiles para el análisis de esfuerzos tectónicos que se evidencian en la mina el Uvo. Pues en la región se presenta la falla regional de origen tectónico de Soapaga que dio origen a la falla de buenos aires que tiene incidencia en los sectores de proyección de los métodos de explotación propuestos.

El modelo de elevación realizado para la mina el Uvo entrega información importante de las zonas que presentan mayores cargas litostáticas debido a la concentración de los materiales que suprayacen al banco de mineral de hierro.

El método de explotación por cámaras largas aporta a la empresa mejores condiciones técnicas y operativas en la explotación del mineral de hierro con una razón de explotación del 50%, optimizando la utilización de los equipos mecánicos de perforación y transporte de carga además de brindar mejores condiciones de seguridad y accesos a los frentes de trabajo.

Los dimensionamientos de los pilares para el método de explotación por cámaras largas garantizan la estabilidad y seguridad de la excavación, con un factor de seguridad mayor a dos evaluado por la teoría de Obert duvall.

El método de explotación por tambores paralelos y subniveles, garantiza el avance de labores utilizando perforador jumbo lo cual repercute en la rentabilidad económica de la operación, además de minimizar las limitaciones del método de explotación por tambores paralelos realizado con longitudes de avance mayores a 80 metros.

El factor de seguridad evaluado por la teoría de Obert Duvall para el dimensionamiento de los pilares del método de explotación por tambores paralelos y subniveles es mayor a 2 con una razón de explotación del 40%, garantizando la seguridad y estabilidad de la excavación.

Los rendimientos para la mina en cuanto a toneladas/ hombre turno, esperados posteriormente a la implementación de los métodos de explotación garantizan la rentabilidad de las propuestas.

La rentabilidad económica de la explotación del mineral de hierro mostrada en el capítulo económico, y la tasa de retorno interna obtenida son factores que respaldan la implementación de los métodos de explotación propuestos.

8. RECOMENDACIONES

La necesidad de un modelo geológico detallado del banco de mineral de hierro se vuelve esencial para determinar las proyecciones de las labores a desarrollar, además brinda una visualización preliminar que ayuda a la toma de decisiones en el planeamiento minero.

La adquisición de un nuevo equipo de perforación mecánica Jumbo, es esencial si se quiere optar por la implementación de los métodos propuestos en esta tesis ya que los equipos que se tienen en la mina se centran en el avance de los métodos actuales.

Para próximas investigaciones en las zonas 73C y 71T se recomienda complementar con ensayos geotécnicos más relevantes, que permitan una mejor comprensión geomecánica de los materiales presentes.

9. BIBLIOGRAFÍA

MAYORGA, Gina Milena. La ciudadela industrial en la planta siderúrgica de Belencito: Modernidad y patrimonio industrial en el proyecto nacional de Acerías Paz del Río. Bogotá D.C.: Universidad Nacional de Colombia. Facultad de Artes. 2015. 301 p.

CHITTARO REYES. Italo Geología De La Región Duitama – Sogamoso – Paz del Río. Belencito: Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. Facultad de ingeniería Geológica. 1984. 144 p.

ABRIL. Nebardo. Mecánica De Suelos Teoría y ejercicios, Notas de clase. Tunja: Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. Facultad de ingeniería Geológica. 2016, 290 p.

RAMÍREZ. Oscar. Apuntes de Geotecnia Básica. 2000, 427 p.

GONZALES VALLEJO. Luis. Ingeniería Geológica. 1985. Editorial Pearson Educación.

DEERE, D. U. The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice. In rock classification systems for engineering purposes”, (ed. L. Kirkaldie), ASTM Special Publication 984, 91-101. Philadelphia: Am. Soc. Test. Mat.

HOEK, Evert; BROWN, Edwin T. Excavaciones Subterráneas en Roca. México: 1985, 631 p. McGRAW – HILL primera edición en español 1985.

SANCHEZ CHICA. Alejandro. Elementos Para El Análisis De estructuras Geológicas. Medellín: Universidad Nacional de Colombia. Facultad de Minas. 1984. 241 p.

HOEK, Evert. Practical Rock Engineering. Vancouver. 2006, 341 p.

Revista Reduca. Madrid, España. Serie tectónica 2010, vol. 2, ISSN: 1989 – 6557.

Revista Ciencia e Ingeniería. Mérida, Venezuela. Vol. 32, N° 2, pp. 57 - 66 abril – julio, 2011. ISSN: 1316 – 7081.

STOCES. B. Elección y Critica de los Métodos de Explotación en Minería. Barcelona. Ediciones Omega, S.A.

NOVITZKY. A. Métodos de Explotación y Planificación de Minas. Buenos Aires. 1975

SIVAKUGAN, Nagaratnam; DAS, Braja M. Rock Mechanics An Introduction. London: Taylor & Francis Group. 2013, p 85 – 95.

JOJOA, Jaime. Modulo Dos - Apuntes de Clase Mecánica de Rocas Aplicada. Sogamoso: Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. 2017.

MAYBEE. William Gregory. Diseño de Pilares en Rocas Duras y Frágiles. Ontario, Canadá.: Universidad Laurentina. Escuela de Estudios de Posgrado

10. ANEXOS

Anexo 3. Ensayos compresión uniaxial para el mineral de hierro.

Ensayo número uno, compresión simple mineral de hierro.

Cuadro 55. Datos probeta.

Diámetro (cm)	4.96
Área (cm ²)	19.32205146
Altura (cm)	10.37
Volumen (cm ³)	200.3696736
Peso (gr)	600.2



Cuadro 56. Resultados ensayo uno, compresión simple.

Lectura - Deformación (mm* (0.01))	Lectura carga (MPa)	Lectura carga (KN)	Deformación L (mm)	Deformación unitaria L/LO	Factor corrección área 1-s (cm ²)	Área Corregida (cm ²)	Carga total (kgf)	Esfuerzo (kgf/cm ²)	Lectura carga (MPa)
0	0	0	0.0	0.00	1.0000	19.32	0	0	0
10	5	10	0.1	0.10	0.9990	19.34	1019	53	5
20	9	18	0.2	0.19	0.9981	19.36	1835	95	9
30	13	26	0.3	0.29	0.9971	19.38	2650	137	13
40	17	34	0.4	0.39	0.9961	19.40	3466	179	18
60	20	40	0.6	0.58	0.9942	19.43	4077	210	21

80	21	42	0.8	0.77	0.9923	19.47	4281	220	22
100	22	44	1.0	0.96	0.9904	19.51	4485	230	23
140	23	46	1.4	1.35	0.9865	19.59	4689	239	23
180	23	46	1.8	1.74	0.9826	19.66	4689	238	23
220	24	48	2.2	2.12	0.9788	19.74	4893	248	24
280	25	50	2.8	2.70	0.9730	19.86	5097	257	25
300	26	52	3.0	2.89	0.9711	19.90	5301	266	26
350	27	54	3.5	3.38	0.9662	20.00	5505	275	27
400	30	60	4.0	3.86	0.9614	20.10	6116	304	30
450	34	68	4.5	4.34	0.9566	20.20	6932	343	34
500	38	76	5.0	4.82	0.9518	20.30	7747	382	37
600	40	80	6.0	5.79	0.9421	20.51	8155	398	39
700	44	88	7.0	6.75	0.9325	20.72	8970	433	42
800	48	96	8.0	7.71	0.9229	20.94	9786	467	46
900	50	100	9.0	8.68	0.9132	21.16	10194	482	47
1000	52	104	10.0	9.64	0.9036	21.38	10601	496	49
1100	56	112	11.0	10.61	0.8939	21.61	11417	528	52
1200	59	118	12.0	11.57	0.8843	21.85	12029	550	54
1300	58	116	13.0	12.54	0.8746	22.09	11825	535	52
1400	56	112	14.0	13.50	0.8650	22.34	11417	511	50
1500	50	100	15.0	14.46	0.8554	22.59	10194	451	44

. Ensayo número dos, compresión simple mineral de hierro.

Cuadro 57. Datos probeta dos.

Diámetro (cm)	4.95
rea (cm ²)	19.2442185
Altura (cm)	10.3
Volumen (cm ³)	198.2154505
Peso (gr)	597



Cuadro 58. Resultados ensayo dos, compresión simple.

Lectura - Deform mm* (0.01)	Lectura carga (MPa)	Lectura carga (KN)	Deformación L (mm)	Deform-unitaria L/LO	Factor corrección área 1-s (cm ²)	Área Corregida (cm ²)	Carga total (kgf)	Esfuerzo (kgf/cm ²)	Lectura carga (MPa)
0	0	0	0.0	0.0	1.0000	19.24	0	0	0
10	5	10	0.1	0.1	0.9990	19.26	1019	53	5
20	10	20	0.2	0.2	0.9981	19.28	2039	106	10
30	13	26	0.3	0.3	0.9971	19.30	2650	137	13
40	15	30	0.4	0.4	0.9961	19.32	3058	158	16
60	18	36	0.6	0.6	0.9942	19.36	3670	190	19
80	20	40	0.8	0.8	0.9922	19.39	4077	210	21
100	23	46	1.0	1.0	0.9903	19.43	4689	241	24
140	25	50	1.4	1.4	0.9864	19.51	5097	261	26
180	26	52	1.8	1.7	0.9825	19.59	5301	271	27
220	27	53	2.2	2.1	0.9786	19.66	5403	275	27
280	27	54	2.8	2.7	0.9728	19.78	5505	278	27
300	28	56	3.0	2.9	0.9709	19.82	5708	288	28
350	30	60	3.5	3.4	0.9660	19.92	6116	307	30
400	33	66	4.0	3.9	0.9612	20.02	6728	336	33

450	37	74	4.5	4.4	0.9563	20.12	7543	375	37
500	40	80	5.0	4.9	0.9515	20.23	8155	403	40
600	43	86	6.0	5.8	0.9417	20.43	8767	429	42
700	46	92	7.0	6.8	0.9320	20.65	9378	454	45
800	49	98	8.0	7.8	0.9223	20.86	9990	479	47
900	52	104	9.0	8.7	0.9126	21.09	10601	503	49
1000	54	108	10.0	9.7	0.9029	21.31	11009	517	51
1100	56	112	11.0	10.7	0.8932	21.55	11417	530	52
1200	57	114	12.0	11.7	0.8835	21.78	11621	534	52
1300	55	110	13.0	12.6	0.8738	22.02	11213	509	50
1400	53	106	14.0	13.6	0.8641	22.27	10805	485	48
1500	50	100	15.0	14.6	0.8544	22.52	10194	453	44

Ensayo número tres, compresión simple mineral de hierro.

Cuadro 59. Datos probeta tres.

Diámetro (cm)	4.95
Área (cm ²)	19.2442185
Altura (cm)	10.73
Volumen (cm ³)	206.4904645
Peso (gr)	611.3



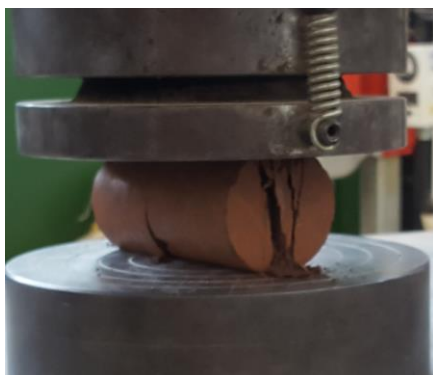
Cuadro 60. Resultados ensayo tres, compresión simple.

Lectura - Deform mm* (0.01)	Lectura carga (MPa)	Lectura carga (KN)	Deformación L (mm)	Deform-unitaria L/LO	Factor corrección área 1-s (cm ²)	Área Corregida (cm ²)	Carga total (kgf)	Esfuerzo (kgf/cm ²)	Lectura carga (MPa)
0	0	0	0.0	0.0	1.0000	19.24	0	0	0

10	6	12	0.1	0.1	0.9991	19.26	1223	64	6
20	9	18	0.2	0.2	0.9981	19.28	1835	95	9
30	12	24	0.3	0.3	0.9972	19.30	2446	127	12
40	15	30	0.4	0.4	0.9963	19.32	3058	158	16
60	18	36	0.6	0.6	0.9944	19.35	3670	190	19
80	21	42	0.8	0.7	0.9925	19.39	4281	221	22
100	24	48	1.0	0.9	0.9907	19.43	4893	252	25
140	26	52	1.4	1.3	0.9870	19.50	5301	272	27
180	26	52	1.8	1.7	0.9832	19.57	5301	271	27
220	27	53	2.2	2.1	0.9795	19.65	5403	275	27
280	28	56	2.8	2.6	0.9739	19.76	5708	289	28
300	30	60	3.0	2.8	0.9720	19.80	6116	309	30
350	32	64	3.5	3.3	0.9674	19.89	6524	328	32
400	34	68	4.0	3.7	0.9627	19.99	6932	347	34
450	38	76	4.5	4.2	0.9581	20.09	7747	386	38
500	40	80	5.0	4.7	0.9534	20.18	8155	404	40
600	43	86	6.0	5.6	0.9441	20.38	8767	430	42
700	45	90	7.0	6.5	0.9348	20.59	9174	446	44
800	48	96	8.0	7.5	0.9254	20.79	9786	471	46
900	53	106	9.0	8.4	0.9161	21.01	10805	514	50
1000	54	108	10.0	9.3	0.9068	21.22	11009	519	51
1100	56	112	11.0	10.3	0.8975	21.44	11417	532	52
1200	57	114	12.0	11.2	0.8882	21.67	11621	536	53
1300	55	110	13.0	12.1	0.8788	21.90	11213	512	50
1400	53	106	14.0	13.0	0.8695	22.13	10805	488	48
1500	45	90	15.0	14.0	0.8602	22.37	9174	410	40

Anexo 4. Ensayos tracción indirecta mineral de hierro.

. Ensayo número uno, tracción indirecta mineral de hierro.



Cuadro 61. Tracción indirecta mineral de hierro, ensayo uno.

Carga (kN)	Lectura - Deform (mm)	Deform-unitaria L/LO	Factor corrección área 1-s (cm ²)	Área Corregida (cm ²)	Carga total (kgf)	Esfuerzo (kgf/cm ²)	Lectura carga (MPa)
0.015625	0.002	0.004	0.99996	19.6357395	1.59276249	0.08111548	0.00795468
0.0234375	0.002	0.004	0.99996	19.6357395	2.38914373	0.12167322	0.01193202
0.03125	0.002	0.004	0.99996	19.6357395	3.18552497	0.16223097	0.01590936
0.0546875	0.004	0.008	0.99992	19.636525	5.57466871	0.28389283	0.02784027
0.0546875	0.004	0.008	0.99992	19.636525	5.57466871	0.28389283	0.02784027
0.0859375	0.006	0.012	0.99988	19.6373106	8.76019368	0.44609946	0.04374725
0.140625	0.006	0.012	0.99988	19.6373106	14.3348624	0.72998094	0.07158641
0.171875	0.008	0.016	0.99984	19.6380962	17.5203874	0.89216323	0.087491
0.1875	0.01	0.02	0.9998	19.6388819	19.1131498	0.97323004	0.09544091
0.234375	0.012	0.024	0.99976	19.6396676	23.8914373	1.21648888	0.11929636

0.28125	0.014	0.028	0.99972	19.6404534	28.6697248	1.45972825	0.14314991
0.3515625	0.016	0.032	0.99968	19.6412393	35.837156	1.82458731	0.17893023
0.40625	0.018	0.036	0.99964	19.6420252	41.4118247	2.10832764	0.20675554
0.46875	0.022	0.044	0.99956	19.6435973	47.7828746	2.43249105	0.238545
0.5625	0.024	0.048	0.99952	19.6443834	57.3394495	2.91887245	0.28624254
0.640625	0.028	0.056	0.99944	19.6459558	65.303262	3.32400534	0.32597236
0.71875	0.03	0.06	0.9994	19.6467421	73.2670744	3.72922258	0.36571045
0.765625	0.032	0.064	0.99936	19.6475285	78.0453619	3.97227376	0.38954554
0.875	0.036	0.072	0.99928	19.6491014	89.1946993	4.53937803	0.44515926
0.9609375	0.04	0.08	0.9992	19.6506746	97.954893	4.98481069	0.48884112
1.070313	0.042	0.084	0.99916	19.6514613	109.104281	5.55196785	0.54446003
1.179688	0.046	0.092	0.99908	19.6530349	120.253619	6.118832	0.60005021
1.296875	0.048	0.096	0.99904	19.6538218	132.199286	6.72639083	0.65963116
1.398438	0.052	0.104	0.99896	19.6553957	142.552294	7.25257816	0.71123231
1.5	0.056	0.112	0.99888	19.6569699	152.905199	7.77867594	0.76282469
1.609375	0.06	0.12	0.9988	19.6585443	164.054536	8.34520264	0.81838178
1.726563	0.062	0.124	0.99876	19.6593317	176.000306	8.95250708	0.87793777
1.851563	0.066	0.132	0.99868	19.6609065	188.742406	9.59988319	0.94142345
1.976563	0.07	0.14	0.9986	19.6624816	201.484506	10.2471555	1.00489894
2.109375	0.074	0.148	0.99852	19.6640569	215.022936	10.9348207	1.07233561
2.234375	0.078	0.156	0.99844	19.6656325	227.765036	11.581882	1.13579042
2.367188	0.08	0.16	0.9984	19.6664204	241.303568	12.2698266	1.20325448
2.5	0.084	0.168	0.99832	19.6679963	254.841998	12.9571917	1.27066172
2.640625	0.088	0.176	0.99824	19.6695725	269.17686	13.684937	1.34202889
2.773438	0.092	0.184	0.99816	19.671149	282.715392	14.3720833	1.40941467
2.90625	0.096	0.192	0.99808	19.6727257	296.253823	15.0591142	1.47678914
3.015625	0.1	0.2	0.998	19.6743027	307.40316	15.6246026	1.5322444
3.15625	0.104	0.208	0.99792	19.6758799	321.738022	16.3519001	1.60356765
3.304688	0.106	0.212	0.99788	19.6766686	336.869317	17.1202414	1.67891592

3.445313	0.11	0.22	0.9978	19.6782462	351.204179	17.8473313	1.75021881
3.5625	0.114	0.228	0.99772	19.6798241	363.149847	18.4529011	1.8096047
3.6875	0.118	0.236	0.99764	19.6814022	375.891947	19.0988398	1.87294941
3.804688	0.122	0.244	0.99756	19.6829806	387.837717	19.7042168	1.9323164
3.953125	0.126	0.252	0.99748	19.6845592	402.968909	20.47132	2.00754324
4.101563	0.128	0.256	0.99744	19.6853486	418.100204	21.2391567	2.08284203
4.210938	0.132	0.264	0.99736	19.6869276	429.249541	21.8037853	2.13821297
4.367188	0.136	0.272	0.99728	19.6885068	445.177166	22.6110172	2.21737508
4.5	0.14	0.28	0.9972	19.6900863	458.715596	23.2967793	2.28462513
4.640625	0.144	0.288	0.99712	19.6916661	473.050459	24.0228763	2.35583065
4.789063	0.148	0.296	0.99704	19.6932461	488.181753	24.7892984	2.4309907
4.90625	0.152	0.304	0.99696	19.6948264	500.127421	25.3938477	2.49027652
5.039063	0.156	0.312	0.99688	19.6964069	513.665953	26.0791705	2.55748348
5.171875	0.158	0.316	0.99684	19.6971972	527.204383	26.7654518	2.62478443
5.335938	0.162	0.324	0.99676	19.6987781	543.92844	27.6122934	2.70783091
5.476563	0.166	0.332	0.99668	19.7003593	558.263303	28.3377219	2.77897089
5.625	0.17	0.34	0.9966	19.7019407	573.394495	29.1034525	2.85406313
5.757813	0.174	0.348	0.99652	19.7035223	586.933028	29.7882286	2.92121647
5.914063	0.178	0.356	0.99644	19.7051043	602.860652	30.5941367	3.00024876
6.046875	0.182	0.364	0.99636	19.7066864	616.399083	31.2786772	3.067379
6.1875	0.184	0.368	0.99632	19.7074776	630.733945	32.0048033	3.13858739
6.328125	0.188	0.376	0.99624	19.7090602	645.068807	32.729557	3.20966118
6.476563	0.192	0.384	0.99616	19.710643	660.200102	33.4946	3.28468599
6.617188	0.196	0.392	0.99608	19.712226	674.534964	34.2191168	3.35573656
6.78125	0.2	0.4	0.996	19.7138093	691.258919	35.0647056	3.43866018
6.9375	0.204	0.408	0.99592	19.7153929	707.186544	35.8697668	3.51760942
1.921875	0.23	0.46	0.9954	19.7256923	195.909786	9.93170649	0.97396408
1.796875	0.234	0.468	0.99532	19.7272777	183.167686	9.28499555	0.91054363
1.914063	0.234	0.468	0.99532	19.7272777	195.113456	9.89054132	0.96992717

1.976563	0.234	0.468	0.99532	19.7272777	201.484506	10.2134977	1.00159825
2	0.236	0.472	0.99528	19.7280706	203.873598	10.3341884	1.01343392
2.03125	0.236	0.472	0.99528	19.7280706	207.059123	10.4956601	1.02926883
2.085938	0.238	0.476	0.99524	19.7288635	212.633843	10.777805	1.05693769
2.140625	0.238	0.476	0.99524	19.7288635	218.208461	11.0603665	1.0846474
2.171875	0.238	0.476	0.99524	19.7288635	221.393986	11.2218317	1.10048167
2.234375	0.24	0.48	0.9952	19.7296564	227.765036	11.5442981	1.13210471
2.3125	0.242	0.484	0.99516	19.7304495	235.728848	11.9474647	1.17164169
2.398438	0.244	0.488	0.99512	19.7312425	244.489093	12.3909628	1.21513384
2.484375	0.246	0.492	0.99508	19.7320357	253.249235	12.8344201	1.25862198
2.59375	0.248	0.496	0.99504	19.7328289	264.398573	13.3989188	1.31398019
2.695313	0.25	0.5	0.995	19.7336222	274.75158	13.9230182	1.36537659
2.789063	0.252	0.504	0.99496	19.7344155	284.308155	14.4067178	1.41281114
2.929688	0.254	0.508	0.99492	19.7352089	298.643017	15.1324984	1.48398564
3.054688	0.258	0.516	0.99484	19.736796	311.385117	15.7768828	1.54717793
3.210938	0.26	0.52	0.9948	19.7375896	327.312742	16.5832176	1.62625207
3.359375	0.264	0.528	0.99472	19.7391769	342.443935	17.3484404	1.70129451
3.5	0.266	0.532	0.99468	19.7399707	356.778797	18.0739274	1.77244022
3.664063	0.27	0.54	0.9946	19.7415585	373.502854	18.9196235	1.85537437
3.84375	0.274	0.548	0.99452	19.7431465	391.819572	19.8458524	1.94620606
4.015625	0.278	0.556	0.99444	19.7447348	409.339959	20.7316008	2.03306798
4.171875	0.28	0.56	0.9944	19.745529	425.267584	21.5374115	2.11209072
4.34375	0.284	0.568	0.99432	19.7471177	442.787971	22.4229165	2.19892877
4.546875	0.288	0.576	0.99424	19.7487066	463.493884	23.4695817	2.30157119
4.742188	0.29	0.58	0.9942	19.7495012	483.403466	24.476743	2.40033961
4.921875	0.294	0.588	0.99412	19.7510905	501.720183	25.402151	2.49109079
5.125	0.298	0.596	0.99404	19.7526801	522.426096	26.4483652	2.59368897
5.320313	0.302	0.604	0.99396	19.7542699	542.335678	27.4540989	2.69231739
5.539063	0.306	0.612	0.99388	19.7558599	564.634353	28.5806011	2.80278911

5.757813	0.31	0.62	0.9938	19.7574503	586.933028	29.7069217	2.91324301
5.960938	0.312	0.624	0.99376	19.7582455	607.63894	30.7536891	3.01589545
6.179688	0.318	0.636	0.99364	19.7606317	629.937615	31.8784148	3.12619296
6.40625	0.32	0.64	0.9936	19.7614272	653.03262	33.0458227	3.24067613
6.632813	0.324	0.648	0.99352	19.7630184	676.127727	34.2117642	3.35501551
6.828125	0.328	0.656	0.99344	19.7646099	696.037207	35.2163392	3.4535303
7.070313	0.332	0.664	0.99336	19.7662017	720.725076	36.4624974	3.57573622
7.289063	0.336	0.672	0.99328	19.7677937	743.023751	37.5875914	3.68606984
7.5625	0.34	0.68	0.9932	19.7693859	770.897044	38.9944861	3.82403857
7.78125	0.344	0.688	0.99312	19.7709784	793.195719	40.119194	3.93433433
8.03125	0.348	0.696	0.99304	19.7725712	818.679918	41.4048285	4.06041153
8.273438	0.352	0.704	0.99296	19.7741642	843.367788	42.6499841	4.18251913
8.507813	0.356	0.712	0.99288	19.7757575	867.259225	43.8546653	4.30065756
8.757813	0.36	0.72	0.9928	19.777351	892.743425	45.1396865	4.42667463
9	0.364	0.728	0.99272	19.7789448	917.431193	46.3842334	4.54872253
9.234375	0.368	0.736	0.99264	19.7805389	941.32263	47.5883209	4.66680274
9.492188	0.372	0.744	0.99256	19.7821332	967.603262	48.912989	4.79670782
9.734375	0.376	0.752	0.99248	19.7837277	992.29103	50.1569292	4.91869623
9.976563	0.38	0.76	0.9924	19.7853225	1016.9789	51.4006733	5.0406654
10.22656	0.384	0.768	0.99232	19.7869176	1042.46279	52.684446	5.16656004
10.5	0.388	0.776	0.99224	19.7885129	1070.33639	54.0887733	5.30427699
10.72656	0.392	0.784	0.99216	19.7901085	1093.43119	55.2513995	5.41829125
10.98438	0.398	0.796	0.99204	19.7925024	1119.71254	56.5725604	5.54785239
11.25781	0.402	0.804	0.99196	19.7940986	1147.58512	57.976124	5.68549445
11.53906	0.406	0.812	0.99188	19.7956951	1176.25484	59.4197291	5.82706322
11.77344	0.41	0.82	0.9918	19.7972919	1200.14679	60.6217657	5.9449423
12.02344	0.414	0.828	0.99172	19.7988889	1225.63099	61.9040289	6.0706889
12.29688	0.418	0.836	0.99164	19.8004861	1253.50459	63.3067581	6.20824914
12.55469	0.422	0.844	0.99156	19.8020837	1279.78491	64.6288004	6.33789672

12.8125	0.426	0.852	0.99148	19.8036815	1306.06524	65.9506286	6.4675233
13.0625	0.43	0.86	0.9914	19.8052795	1331.54944	67.2320449	6.59318684
13.32813	0.434	0.868	0.99132	19.8068778	1358.62691	68.5936939	6.7267185
13.5625	0.438	0.876	0.99124	19.8084763	1382.51784	69.7942545	6.84445284
13.82031	0.44	0.88	0.9912	19.8092757	1408.79817	71.1181058	6.97427782
14.07031	0.444	0.888	0.99112	19.8108747	1434.28236	72.3987401	7.09986468
14.30469	0.448	0.896	0.99104	19.8124739	1458.17431	73.5988006	7.21754997
14.54688	0.452	0.904	0.99096	19.8140733	1482.86239	74.8388462	7.33915646
14.78125	0.454	0.908	0.99092	19.8148731	1506.75331	76.0415322	7.45709922
15.01563	0.458	0.916	0.99084	19.816473	1530.64526	77.241054	7.57473169
15.25781	0.462	0.924	0.99076	19.8180731	1555.33231	78.4805015	7.69627952
15.5	0.466	0.932	0.99068	19.8196734	1580.02039	79.7197992	7.81781266
15.73438	0.468	0.936	0.99064	19.8204737	1603.91233	80.921998	7.93570764
15.96094	0.472	0.944	0.99056	19.8220745	1627.00714	82.0805682	8.04932415
16.22656	0.476	0.952	0.99048	19.8236755	1654.08359	83.4398036	8.18261911
16.45313	0.478	0.956	0.99044	19.8244761	1677.17941	84.6014494	8.29653722
16.69531	0.482	0.964	0.99036	19.8260775	1701.86646	85.8397969	8.41797718
16.92188	0.486	0.972	0.99028	19.8276791	1724.96228	86.9976901	8.53152729
17.20313	0.488	0.976	0.99024	19.8284801	1753.63201	88.4400622	8.67297515
17.45313	0.492	0.984	0.99016	19.8300821	1779.11621	89.7180455	8.79830204
17.71875	0.494	0.988	0.99012	19.8308832	1806.19266	91.0797891	8.93184297
17.97656	0.498	0.996	0.99004	19.8324856	1832.47299	92.3975451	9.06107021
18.25781	0.502	1.004	0.98996	19.8340883	1861.14271	93.8355563	9.2020904
18.5	0.504	1.008	0.98992	19.8348898	1885.83078	95.0764439	9.32377946
18.77344	0.508	1.016	0.98984	19.8364929	1913.70438	96.473928	9.46082532
19.04688	0.51	1.02	0.9898	19.8372945	1941.57798	97.8751403	9.5982368
19.30469	0.514	1.028	0.98972	19.838898	1967.85831	99.1919164	9.72736795
19.58594	0.518	1.036	0.98964	19.8405017	1996.52803	100.628909	9.86828823
19.875	0.52	1.04	0.9896	19.8413036	2025.99388	102.109918	10.0135251

20.14063	0.524	1.048	0.98952	19.8429078	2053.07136	103.466255	10.1465358
20.40625	0.528	1.056	0.98944	19.8445121	2080.14781	104.82232	10.2795199
20.71094	0.53	1.06	0.9894	19.8453144	2111.20693	106.383144	10.4325838
20.96094	0.534	1.068	0.98932	19.8469192	2136.69113	107.65858	10.5576609
21.27344	0.536	1.072	0.98928	19.8477217	2168.54638	109.25921	10.7146285
21.54688	0.54	1.08	0.9892	19.8493268	2196.41998	110.654633	10.8514723
21.83594	0.544	1.088	0.98912	19.8509322	2225.88583	112.13004	10.9961598
22.11719	0.546	1.092	0.98908	19.851735	2254.55556	113.569698	11.1373414
22.42188	0.55	1.1	0.989	19.8533408	2285.61468	115.12494	11.289858
22.70313	0.552	1.104	0.98896	19.8541438	2314.2844	116.564301	11.4310106
22.99219	0.556	1.112	0.98888	19.85575	2343.75025	118.038868	11.5756157
23.29688	0.56	1.12	0.9888	19.8573565	2374.80938	119.59343	11.7280656
23.55469	0.562	1.124	0.98876	19.8581598	2401.0897	120.911994	11.8573721
22.99219	0.576	1.152	0.98848	19.8637849	2343.75025	117.991121	11.5709333
18.92969	0.582	1.164	0.98836	19.8661966	1929.63201	97.1314261	9.52530362

. Ensayo número dos, tracción indirecta mineral de hierro.



Cuadro 62. Tracción indirecta mineral de hierro, ensayo dos.

Carga (kN)	Lectura - Deform (mm)	Deform unitaria L/LO	Factor corrección área 1-s (cm ²)	Área Corregida (cm ²)	Carga total (kgf)	Esfuerzo (kgf/cm ²)	Lectura carga (MPa)
0.03125	0.002	0.004	0.99996	19.6357395	3.18552497	0.16223097	0.01590936
0.0625	0.002	0.004	0.99996	19.6357395	6.37104995	0.32446193	0.03181873
0.1328125	0.002	0.004	0.99996	19.6357395	13.5384811	0.6894816	0.0676148
0.1171875	0.004	0.008	0.99992	19.636525	11.9457187	0.60834178	0.05965773
0.140625	0.004	0.008	0.99992	19.636525	14.3348624	0.73001014	0.07158927
0.203125	0.006	0.012	0.99988	19.6373106	20.7059123	1.05441691	0.10340259
0.2734375	0.008	0.016	0.99984	19.6380962	27.8733435	1.4193506	0.13919023
0.2890625	0.008	0.016	0.99984	19.6380962	29.466106	1.50045634	0.14714396
0.375	0.01	0.02	0.9998	19.6388819	38.2262997	1.94646009	0.19088182
0.4375	0.012	0.024	0.99976	19.6396676	44.5973496	2.27077925	0.22268655
0.5078125	0.016	0.032	0.99968	19.6412393	51.7647808	2.635515	0.25845477
0.5859375	0.018	0.036	0.99964	19.6420252	59.7285933	3.04085717	0.29820511
0.671875	0.02	0.04	0.9996	19.6428112	68.488787	3.48671003	0.34192818
0.7578125	0.022	0.044	0.99956	19.6435973	77.2489806	3.9325272	0.38564775
0.921875	0.026	0.052	0.99948	19.6451696	93.9729867	4.78351619	0.46910095
1	0.028	0.056	0.99944	19.6459558	101.936799	5.18869126	0.5088349
1.140625	0.032	0.064	0.99936	19.6475285	116.271662	5.91787723	0.58034335
1.273438	0.036	0.072	0.99928	19.6491014	129.810194	6.60641883	0.64786597
1.398438	0.038	0.076	0.99924	19.649888	142.552294	7.254611	0.71143167
1.53125	0.042	0.084	0.99916	19.6514613	156.090724	7.94295759	0.77893516
1.671875	0.044	0.088	0.99912	19.6522481	170.425586	8.67206569	0.85043597
1.828125	0.048	0.096	0.99904	19.6538218	186.353211	9.48177985	0.92984151
1.96875	0.052	0.104	0.99896	19.6553957	200.688073	10.2103299	1.00128759
2.15625	0.056	0.112	0.99888	19.6569699	219.801223	11.1818467	1.09656049

2.328125	0.058	0.116	0.99884	19.6577571	237.321611	12.0726698	1.18392008
2.46875	0.062	0.124	0.99876	19.6593317	251.656473	12.8008661	1.25533148
2.617188	0.066	0.132	0.99868	19.6609065	266.787768	13.5694541	1.33070393
2.8125	0.07	0.14	0.9986	19.6624816	286.697248	14.580929	1.42989536
2.953125	0.074	0.148	0.99852	19.6640569	301.03211	15.3087489	1.50126985
3.148438	0.078	0.156	0.99844	19.6656325	320.941692	16.3199273	1.60043221
3.351563	0.08	0.16	0.9984	19.6664204	341.647604	17.3721297	1.70361763
3.53125	0.084	0.168	0.99832	19.6679963	359.964322	18.3020332	1.79480968
3.671875	0.088	0.176	0.99824	19.6695725	374.299185	19.0293502	1.86613484
3.828125	0.092	0.184	0.99816	19.671149	390.226809	19.8375199	1.94538892
4.046875	0.096	0.192	0.99808	19.6727257	412.525484	20.9694117	2.05638917
4.210938	0.1	0.2	0.998	19.6743027	429.249541	21.8177766	2.13958505
4.398438	0.104	0.208	0.99792	19.6758799	448.362691	22.7874277	2.23467498
4.570313	0.108	0.216	0.99784	19.6774574	465.883078	23.6759795	2.32181182
4.804688	0.112	0.224	0.99776	19.6790351	489.774516	24.8881367	2.44068339
4.945313	0.116	0.232	0.99768	19.6806131	504.109378	25.6145159	2.5119166
5.140625	0.12	0.24	0.9976	19.6821913	524.018858	26.62401	2.61091378
5.304688	0.124	0.248	0.99752	19.6837698	540.742915	27.4715118	2.69402501
5.515625	0.128	0.256	0.99744	19.6853486	562.245158	28.5616054	2.80092627
5.6875	0.132	0.264	0.99736	19.6869276	579.765545	29.4492649	2.88797561
5.898438	0.134	0.268	0.99732	19.6877172	601.26789	30.5402544	2.99496473
6.078125	0.138	0.276	0.99724	19.6892965	619.584608	31.4680926	3.08595425
6.28125	0.142	0.284	0.99716	19.6908762	640.29052	32.5171168	3.18882799
6.460938	0.146	0.292	0.99708	19.6924561	658.607339	33.444652	3.27978778
6.671875	0.15	0.3	0.997	19.6940362	680.109582	34.5337835	3.3865947
6.882813	0.154	0.308	0.99692	19.6956166	701.611927	35.622745	3.49338495
7.085938	0.158	0.316	0.99684	19.6971972	722.317839	36.6710974	3.59619282
7.3125	0.162	0.324	0.99676	19.6987781	745.412844	37.8405625	3.71087774
7.539063	0.166	0.332	0.99668	19.7003593	768.507951	39.0098445	3.8255447

7.757813	0.17	0.34	0.9966	19.7019407	790.806626	40.1385142	3.93622898
7.96875	0.174	0.348	0.99652	19.7035223	812.308869	41.2265814	4.04293153
8.15625	0.178	0.356	0.99644	19.7051043	831.422018	42.1932311	4.13772713
8.421875	0.182	0.364	0.99636	19.7066864	858.498981	43.5638424	4.27213768
8.625	0.186	0.372	0.99628	19.7082688	879.204893	44.6109651	4.37482496
8.828125	0.19	0.38	0.9962	19.7098515	899.910805	45.6579191	4.47749569
9.054688	0.194	0.388	0.99612	19.7114345	923.005912	46.8259129	4.59203633
9.304688	0.198	0.396	0.99604	19.7130176	948.490112	48.1149122	4.71844351
9.523438	0.202	0.404	0.99596	19.7146011	970.788787	49.2421218	4.8289846
9.726563	0.206	0.412	0.99588	19.7161848	991.494699	50.2883652	4.93158565
9.96875	0.21	0.42	0.9958	19.7177687	1016.18247	51.5363823	5.05397387
10.17188	0.214	0.428	0.99572	19.7193529	1036.88889	52.5822979	5.15654276
10.42969	0.218	0.436	0.99564	19.7209374	1063.16922	53.9106836	5.28681242
10.625	0.222	0.444	0.99556	19.7225221	1083.07849	54.9158209	5.38538235
10.83594	0.226	0.452	0.99548	19.724107	1104.58104	56.001574	5.49185796
11.10156	0.23	0.46	0.9954	19.7256923	1131.65749	57.3697225	5.626027
11.32031	0.234	0.468	0.99532	19.7272777	1153.95617	58.495459	5.73642363
11.53906	0.238	0.476	0.99524	19.7288635	1176.25484	59.6210138	5.84680244
11.80469	0.242	0.484	0.99516	19.7304495	1203.33231	60.9885911	5.98091546
12.02344	0.246	0.492	0.99508	19.7320357	1225.63099	62.113763	6.09125672
12.25781	0.25	0.5	0.995	19.7336222	1249.52192	63.3194405	6.20949285
12.49219	0.254	0.508	0.99492	19.7352089	1273.41386	64.524975	6.32771496
12.71875	0.258	0.516	0.99484	19.736796	1296.50866	65.689926	6.4419572
12.96094	0.262	0.524	0.99476	19.7383832	1321.19674	66.9354082	6.56409683
13.20313	0.266	0.532	0.99468	19.7399707	1345.88481	68.1806893	6.68621674
13.39844	0.27	0.54	0.9946	19.7415585	1365.79409	69.1837014	6.78457825
13.65625	0.274	0.548	0.99452	19.7431465	1392.07441	70.509248	6.91456948
13.85156	0.276	0.552	0.99448	19.7439406	1411.98369	71.514786	7.01317872
14.09375	0.28	0.56	0.9944	19.745529	1436.67176	72.7593452	7.13522782

14.26563	0.284	0.568	0.99432	19.7471177	1454.19266	73.6407552	7.2216643
14.51563	0.288	0.576	0.99424	19.7487066	1479.67686	74.925254	7.34763013
14.70313	0.29	0.58	0.9942	19.7495012	1498.79001	75.8900185	7.44224086
13.64844	0.298	0.596	0.99404	19.7526801	1391.27829	70.4349123	6.90727967
13.63281	0.302	0.604	0.99396	19.7542699	1389.68502	70.3485891	6.8988143
13.79688	0.304	0.608	0.99392	19.7550649	1406.40979	71.1923648	6.98156012
13.97656	0.308	0.616	0.99384	19.7566551	1424.72579	72.1137148	7.07191335
14.17969	0.31	0.62	0.9938	19.7574503	1445.43221	73.1588435	7.17440508
14.35938	0.314	0.628	0.99372	19.7590409	1463.74924	74.0799741	7.2647368
14.55469	0.316	0.632	0.99368	19.7598363	1483.65851	75.084555	7.36325217
14.72656	0.32	0.64	0.9936	19.7614272	1501.17839	75.9650795	7.4496018
14.94531	0.322	0.644	0.99356	19.7622228	1523.47706	77.0903698	7.55995468
15.10938	0.326	0.652	0.99348	19.7638142	1540.20183	77.9303946	7.64233266
15.28906	0.33	0.66	0.9934	19.7654058	1558.51784	78.850789	7.73259218
15.42969	0.332	0.664	0.99336	19.7662017	1572.85321	79.5728607	7.80340296
15.59375	0.336	0.672	0.99328	19.7677937	1589.57696	80.4124623	7.88573945
15.71094	0.34	0.68	0.9932	19.7693859	1601.52294	81.0102521	7.94436238
15.84375	0.342	0.684	0.99316	19.7701821	1615.06116	81.6917695	8.01119616
16.02344	0.346	0.692	0.99308	19.7717748	1633.37819	82.611612	8.10140156
16.14844	0.35	0.7	0.993	19.7733677	1646.12029	83.2493642	8.16394345
16.28125	0.352	0.704	0.99296	19.7741642	1659.65851	83.9306529	8.2307548
16.39844	0.356	0.712	0.99288	19.7757575	1671.60449	84.5279624	8.28933064
16.5625	0.358	0.716	0.99284	19.7765542	1688.32824	85.3701923	8.37192487
16.64063	0.362	0.724	0.99276	19.7781479	1696.29256	85.7659964	8.41073985
16.72656	0.366	0.732	0.99268	19.7797418	1705.05199	86.2019335	8.45349052
16.85156	0.368	0.736	0.99264	19.7805389	1717.79409	86.8426336	8.5163215
16.98438	0.372	0.744	0.99256	19.7821332	1731.33333	87.5200526	8.58275336
17.07031	0.376	0.752	0.99248	19.7837277	1740.09276	87.9557577	8.62548128
17.07813	0.38	0.76	0.9924	19.7853225	1740.88991	87.9889577	8.62873708

16.73438	0.384	0.768	0.99232	19.7869176	1705.84913	86.2109585	8.45437557
16.04688	0.392	0.784	0.99216	19.7901085	1635.76758	82.6558167	8.10573655
11.21094	0.408	0.816	0.99184	19.7964935	1142.80734	57.7277658	5.66113892
10.91406	0.408	0.816	0.99184	19.7964935	1112.54434	56.1990609	5.51122474
10.82813	0.41	0.82	0.9918	19.7972919	1103.78491	55.7543385	5.46761253
10.75781	0.412	0.824	0.99176	19.7980903	1096.61672	55.3900249	5.4318857
10.6875	0.414	0.828	0.99172	19.7988889	1089.44954	55.025792	5.39616679
10.66406	0.416	0.832	0.99168	19.7996875	1087.06014	54.902894	5.38411466
10.66406	0.418	0.836	0.99164	19.8004861	1087.06014	54.9006794	5.38389748
10.64063	0.42	0.84	0.9916	19.8012849	1084.67176	54.7778475	5.37185183
10.65625	0.422	0.844	0.99156	19.8020837	1086.26402	54.8560462	5.37952047
10.71094	0.424	0.848	0.99152	19.8028825	1091.83894	55.1353541	5.40691112
10.77344	0.426	0.852	0.99148	19.8036815	1098.20999	55.4548402	5.43824189
10.82031	0.428	0.856	0.99144	19.8044804	1102.98777	55.6938502	5.46168068
10.89063	0.43	0.86	0.9914	19.8052795	1110.15596	56.0535368	5.49695376
10.90625	0.434	0.868	0.99132	19.8068778	1111.74822	56.1294025	5.50439361
10.86719	0.438	0.876	0.99124	19.8084763	1107.76656	55.9238654	5.48423738
10.84375	0.44	0.88	0.9912	19.8092757	1105.37717	55.8009885	5.47218732
10.82031	0.444	0.888	0.99112	19.8108747	1102.98777	55.6758743	5.45991785
10.89844	0.448	0.896	0.99104	19.8124739	1110.95209	56.0733656	5.49889829
10.94531	0.45	0.9	0.991	19.8132735	1115.72987	56.3122426	5.52232403

. Ensayo número tres, tracción indirecta mineral de hierro.



Cuadro 63. Tracción indirecta mineral de hierro, ensayo tres.

Carga (kN)	Lectura - Deform (mm)	Deform-unitaria L/LO	Factor corrección área 1-s (cm ²)	Área Corregida (cm ²)	Carga total (kgf)	Esfuerzo (kgf/cm ²)	Lectura carga (MPa)
0.0078125	0	0	1	19.6349541	0.79638124	0.04055936	0.0039775
0.0390625	0.002	0.004	0.99996	19.6357395	3.98190622	0.20278871	0.0198867
0.0234375	0.002	0.004	0.99996	19.6357395	2.38914373	0.12167322	0.01193202
0.0625	0.002	0.004	0.99996	19.6357395	6.37104995	0.32446193	0.03181873
0.0546875	0.002	0.004	0.99996	19.6357395	5.57466871	0.28390419	0.02784139
0.0625	0.004	0.008	0.99992	19.636525	6.37104995	0.32444895	0.03181745
0.1171875	0.004	0.008	0.99992	19.636525	11.9457187	0.60834178	0.05965773
0.1484375	0.006	0.012	0.99988	19.6373106	15.1312436	0.77053543	0.07556343
0.2109375	0.008	0.016	0.99984	19.6380962	21.5022936	1.0949276	0.10737532
0.25	0.01	0.02	0.9998	19.6388819	25.4841998	1.29764006	0.12725455

0.296875	0.012	0.024	0.99976	19.6396676	30.2624873	1.54088592	0.15110873
0.3515625	0.014	0.028	0.99972	19.6404534	35.837156	1.82466032	0.17893739
0.4140625	0.016	0.032	0.99968	19.6412393	42.2082059	2.14895839	0.21074005
0.484375	0.018	0.036	0.99964	19.6420252	49.3756371	2.51377526	0.24651623
0.5625	0.02	0.04	0.9996	19.6428112	57.3394495	2.91910608	0.28626545
0.6484375	0.024	0.048	0.99952	19.6443834	66.0996432	3.3648113	0.32997404
0.734375	0.026	0.052	0.99948	19.6451696	74.8598369	3.81059764	0.37369059
0.8125	0.03	0.06	0.9994	19.6467421	82.8236493	4.21564292	0.41341181
0.90625	0.032	0.064	0.99936	19.6475285	92.3802243	4.70187506	0.46109472
1.023438	0.036	0.072	0.99928	19.6491014	104.325994	5.30945368	0.52067761
1.117188	0.038	0.076	0.99924	19.649888	113.882569	5.79558361	0.56835049
1.21875	0.042	0.084	0.99916	19.6514613	124.235474	6.32194584	0.6199688
1.328125	0.046	0.092	0.99908	19.6530349	135.384811	6.88874834	0.67555293
1.46875	0.048	0.096	0.99904	19.6538218	149.719674	7.61784022	0.74705215
1.578125	0.052	0.104	0.99896	19.6553957	160.869011	8.18447075	0.80261942
1.695313	0.056	0.112	0.99888	19.6569699	172.814781	8.79152696	0.86215108
1.804688	0.06	0.12	0.9988	19.6585443	183.964118	9.35797255	0.91770021
1.953125	0.062	0.124	0.99876	19.6593317	199.095311	10.1272675	0.99314199
2.070313	0.066	0.132	0.99868	19.6609065	211.041081	10.7340463	1.05264644
2.21875	0.07	0.14	0.9986	19.6624816	226.172273	11.5027329	1.12802856
2.367188	0.074	0.148	0.99852	19.6640569	241.303568	12.2713013	1.2033991
2.507813	0.078	0.156	0.99844	19.6656325	255.63843	12.9992478	1.274786
2.664063	0.08	0.16	0.9984	19.6664204	271.566055	13.8086164	1.35415765
2.8125	0.084	0.168	0.99832	19.6679963	286.697248	14.5768406	1.42949443
2.953125	0.088	0.176	0.99824	19.6695725	301.03211	15.3044561	1.50084887
3.117188	0.092	0.184	0.99816	19.671149	317.756167	16.1534116	1.58410266
3.289063	0.096	0.192	0.99808	19.6727257	335.276555	17.0427098	1.67131269
3.4375	0.1	0.2	0.998	19.6743027	350.407747	17.8104278	1.74659983
3.59375	0.102	0.204	0.99796	19.6750913	366.335372	18.6192464	1.82591754

3.765625	0.106	0.212	0.99788	19.6766686	383.855759	19.5081681	1.91309066
3.921875	0.11	0.22	0.9978	19.6782462	399.783384	20.3160068	1.99231228
4.125	0.114	0.228	0.99772	19.6798241	420.489297	21.366517	2.09533176
4.3125	0.118	0.236	0.99764	19.6814022	439.602446	22.3359313	2.19039847
4.46875	0.122	0.244	0.99756	19.6829806	455.530071	23.1433481	2.26957872
4.664063	0.126	0.252	0.99748	19.6845592	475.439653	24.1529236	2.36858388
4.851563	0.13	0.26	0.9974	19.686138	494.552803	25.1218803	2.46360572
5.054688	0.134	0.268	0.99732	19.6877172	515.258716	26.1715826	2.56654597
5.25	0.136	0.272	0.99728	19.6885068	535.168196	27.1817564	2.66560981
5.460938	0.14	0.28	0.9972	19.6900863	556.67054	28.271615	2.77248804
5.65625	0.144	0.288	0.99712	19.6916661	576.58002	29.2804082	2.87141648
5.867188	0.148	0.296	0.99704	19.6932461	598.082365	30.3699229	2.97826098
6.0625	0.152	0.304	0.99696	19.6948264	617.991845	31.3783851	3.07715697
6.28125	0.156	0.312	0.99688	19.6964069	640.29052	32.507986	3.18793257
6.515625	0.16	0.32	0.9968	19.6979876	664.181957	33.7182645	3.3066199
6.71875	0.164	0.328	0.99672	19.6995687	684.88787	34.7666429	3.40943033
6.9375	0.168	0.336	0.99664	19.7011499	707.186544	35.8956988	3.52015247
7.179688	0.172	0.344	0.99656	19.7027315	731.874414	37.1458351	3.64274851
7.398438	0.176	0.352	0.99648	19.7043133	754.173089	38.2745178	3.75343406
7.632813	0.18	0.36	0.9964	19.7058953	778.064526	39.4838455	3.87202816
7.875	0.184	0.368	0.99632	19.7074776	802.752294	40.7333861	3.99456577
8.101563	0.188	0.376	0.99624	19.7090602	825.847401	41.9019169	4.10915907
8.34375	0.192	0.384	0.99616	19.710643	850.535168	43.1510616	4.23165787
8.585938	0.196	0.392	0.99608	19.712226	875.223038	44.4000103	4.35413744
8.820313	0.2	0.4	0.996	19.7138093	899.114475	45.6083581	4.47263544
9.078125	0.204	0.408	0.99592	19.7153929	925.395005	46.9376903	4.60299791
9.351563	0.208	0.416	0.99584	19.7169767	953.2684	48.3475948	4.74126179
9.617188	0.212	0.424	0.99576	19.7185608	980.345362	49.7168821	4.87554251
9.851563	0.216	0.432	0.99568	19.7201451	1004.2368	50.9244122	4.99396033

10.10156	0.22	0.44	0.9956	19.7217297	1029.72069	52.212494	5.12027753
10.40625	0.224	0.448	0.99552	19.7233145	1060.77982	53.7830401	5.27429491
10.64063	0.228	0.456	0.99544	19.7248996	1084.67176	54.9899763	5.39265449
10.89844	0.232	0.464	0.99536	19.726485	1110.95209	56.3177926	5.5228683
11.15625	0.236	0.472	0.99528	19.7280706	1137.23242	57.6453947	5.65306111
11.4375	0.24	0.48	0.9952	19.7296564	1165.90214	59.0938897	5.79510941
11.71875	0.246	0.492	0.99508	19.7320357	1194.57187	60.5397174	5.93689615
12.00781	0.25	0.5	0.995	19.7336222	1224.03772	62.0280304	6.08284925
12.25	0.254	0.508	0.99492	19.7352089	1248.72579	63.2740091	6.20503757
12.53906	0.258	0.516	0.99484	19.736796	1278.19164	64.7618613	6.35094548
12.82031	0.262	0.524	0.99476	19.7383832	1306.86137	66.2091394	6.49287446
13.08594	0.266	0.532	0.99468	19.7399707	1333.93884	67.5755226	6.62687038
13.32813	0.27	0.54	0.9946	19.7415585	1358.62691	68.8206512	6.74897532
13.57813	0.274	0.548	0.99452	19.7431465	1384.11111	70.1059028	6.87501498
13.85938	0.276	0.552	0.99448	19.7439406	1412.78084	71.5551602	7.01713806
14.10938	0.28	0.56	0.9944	19.745529	1438.26504	72.8400354	7.14314081
14.35156	0.284	0.568	0.99432	19.7471177	1462.95209	74.0843353	7.26516449
14.58594	0.288	0.576	0.99424	19.7487066	1486.84404	75.2881727	7.38322017
14.82031	0.292	0.584	0.99416	19.7502958	1510.73496	76.4917639	7.50125171
15.04688	0.294	0.588	0.99412	19.7510905	1533.83078	77.6580303	7.61562295
15.3125	0.298	0.596	0.99404	19.7526801	1560.90724	79.0225546	7.74943657
15.55469	0.302	0.604	0.99396	19.7542699	1585.59531	80.2659537	7.87137191
15.78906	0.304	0.608	0.99392	19.7550649	1609.48624	81.4720806	7.98965212
16.02344	0.308	0.616	0.99384	19.7566551	1633.37819	82.6748343	8.10760153
16.25	0.312	0.624	0.99376	19.7582455	1656.47299	83.8370484	8.22157537
16.48438	0.314	0.628	0.99372	19.7590409	1680.36493	85.0428391	8.33982261
16.71875	0.318	0.636	0.99364	19.7606317	1704.25586	86.2450091	8.45771478
16.96875	0.322	0.644	0.99356	19.7622228	1729.74006	87.5276065	8.58349415
17.21094	0.324	0.648	0.99352	19.7630184	1754.42813	88.7732883	8.70565335

17.42969	0.328	0.656	0.99344	19.7646099	1776.72681	89.8943524	8.81559177
17.65625	0.332	0.664	0.99336	19.7662017	1799.82161	91.0555119	8.92946219
17.90625	0.334	0.668	0.99332	19.7669976	1825.30581	92.341075	9.0555324
18.125	0.338	0.676	0.99324	19.7685898	1847.60449	93.4616231	9.16542023
18.36719	0.342	0.684	0.99316	19.7701821	1872.29256	94.7028483	9.28714238
18.57031	0.344	0.688	0.99312	19.7709784	1892.99796	95.7462965	9.38946931
18.8125	0.348	0.696	0.99304	19.7725712	1917.68603	96.9871858	9.51115853
19.0625	0.35	0.7	0.993	19.7733677	1943.17023	98.2720935	9.63716446
19.32031	0.354	0.708	0.99292	19.7749608	1969.45056	99.5931461	9.76671499
19.54688	0.358	0.716	0.99284	19.7765542	1992.54638	100.75296	9.88045349
19.82813	0.36	0.72	0.9928	19.777351	2021.21611	102.198525	10.0222145
20.07031	0.364	0.728	0.99272	19.7789448	2045.90316	103.438438	10.1438079
20.29688	0.368	0.736	0.99264	19.7805389	2068.99898	104.597706	10.2574928
20.57031	0.37	0.74	0.9926	19.781336	2096.87156	106.002525	10.395258
20.78906	0.374	0.748	0.99252	19.7829304	2119.17023	107.121149	10.5049571
21.10156	0.376	0.752	0.99248	19.7837277	2151.02548	108.727006	10.6624373
21.32813	0.38	0.76	0.9924	19.7853225	2174.1213	109.885563	10.7760525
21.54688	0.384	0.768	0.99232	19.7869176	2196.41998	111.003645	10.8856985
21.79688	0.386	0.772	0.99228	19.7877152	2221.90418	112.28705	11.0115571
22.03125	0.39	0.78	0.9922	19.7893107	2245.79511	113.485262	11.1290611
22.28906	0.394	0.788	0.99212	19.7909064	2272.07543	114.804011	11.2583857
22.58594	0.396	0.792	0.99208	19.7917044	2302.33843	116.328457	11.4078823
22.80469	0.4	0.8	0.992	19.7933005	2324.6371	117.445653	11.5174414
23.01563	0.404	0.808	0.99192	19.7948969	2346.13965	118.522449	11.6230386
23.25781	0.406	0.812	0.99188	19.7956951	2370.82671	119.764762	11.7448674
23.46094	0.41	0.82	0.9918	19.7972919	2391.53313	120.801024	11.8464896
23.67188	0.414	0.828	0.99172	19.7988889	2413.03568	121.877328	11.9520386
23.90625	0.416	0.832	0.99168	19.7996875	2436.92661	123.079044	12.0698862
24.14844	0.42	0.84	0.9916	19.8012849	2461.61468	124.315906	12.1911806

24.40625	0.422	0.844	0.99156	19.8020837	2487.89501	125.638041	12.3208372
24.65625	0.426	0.852	0.99148	19.8036815	2513.3792	126.914746	12.4460387
24.91406	0.43	0.86	0.9914	19.8052795	2539.65953	128.231441	12.5751619
25.17188	0.432	0.864	0.99136	19.8060786	2565.94088	129.553201	12.7047818
25.45313	0.436	0.872	0.99128	19.807677	2594.6106	130.990151	12.8456979
25.67969	0.438	0.876	0.99124	19.8084763	2617.7054	132.15077	12.9595154
25.96094	0.442	0.884	0.99116	19.8100751	2646.37513	133.587334	13.1003936
26.21094	0.446	0.892	0.99108	19.8116742	2671.85933	134.862874	13.2254809
26.45313	0.448	0.896	0.99104	19.8124739	2696.5474	136.103518	13.3471461
26.72656	0.452	0.904	0.99096	19.8140733	2724.41998	137.499238	13.4840189
27.00781	0.456	0.912	0.99088	19.815673	2753.0897	138.934958	13.6248145
27.25781	0.458	0.916	0.99084	19.816473	2778.5739	140.215361	13.7503786
27.53906	0.462	0.924	0.99076	19.8180731	2807.24363	141.650685	13.8911353
27.70313	0.466	0.932	0.99068	19.8196734	2823.9684	142.483094	13.9727665
27.85938	0.47	0.94	0.9906	19.8212741	2839.89602	143.275151	14.0504404
28.10156	0.472	0.944	0.99056	19.8220745	2864.58308	144.514798	14.1720078
28.35156	0.476	0.952	0.99048	19.8236755	2890.06728	145.78867	14.2969315
28.58594	0.48	0.96	0.9904	19.8252767	2913.95923	146.98202	14.4139587
28.85156	0.482	0.964	0.99036	19.8260775	2941.03568	148.341783	14.5473054
29.09375	0.486	0.972	0.99028	19.8276791	2965.72375	149.574932	14.6682356
29.33594	0.49	0.98	0.9902	19.829281	2990.41182	150.807879	14.789146
29.53906	0.492	0.984	0.99016	19.8300821	3011.11723	151.845928	14.8909434
29.74219	0.496	0.992	0.99008	19.8316844	3031.82365	152.877768	14.992132
29.88281	0.5	1	0.99	19.833287	3046.158	153.588158	15.0617971
16.45313	0.53	1.06	0.9894	19.8453144	1677.17941	84.5126146	8.28782554
15.3125	0.53	1.06	0.9894	19.8453144	1560.90724	78.6536915	7.71326359
15.24219	0.532	1.064	0.98936	19.8461168	1553.74006	78.2893742	7.6775364

Anexo 5. Datos estructurales, sexto y séptimo nivel.

Cuadro 64. Datos estructurales Sexto Nivel inferior.

SEXTO NIVEL INFERIOR								
Rumbo	Buzamiento °	Dirección de Buzamiento °	Separación entre Diaclasas(m)	Longitud de la Discontinuidad (m)	Abertura (mm)	Rugosidad	Relleno (mm)	Alteración
N 55° W	85	215	0.6	3	5	suave	3	Ligeramente alterada
N 53° W	83	217	0.6	2.9	5	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 53° W	84	217	0.6	3.5	5	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 51° W	83	219	0.6	4	5	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 52° W	81	218	0.6	4.3	5	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 55° w	84	215	0.2	3.8	5	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 54° W	82	216	1	5.3	5	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 56° W	85	214	0.2	3.6	5	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 52° W	82	218	0.2	4	5	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 51° W	82	219	0.8	3.8	5	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 53° W	84	217	0.6	3.3	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 50° W	81	220	0.9	3.5	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 50° W	74	220	0.4	3.8	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 56° W	84	214	0.6	3.5	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 65° W	80	25	0.8	2.7	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 62° W	80	28	0.9	4.6	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 64° W	75	26	1	4.5	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 64° W	78	26	1.5	4	2.5	Ligeramente rugosa	1.5	Ligeramente alterada
N 63° W	72	27	0.3	3.7	2.5	ondulada	1.5	Ligeramente alterada
N 55° W	82	35	0.5	3.5	2.5	suave	1.5	Ligeramente alterada
N 52° W	82	38	0.4	3.5	2.5	ondulada	1.5	Ligeramente alterada
N 40° W	75	50	0.9	3.7	2.5	suave	1.5	Ligeramente alterada
N 72° W	80	18	0.7	5	2.5	Ligeramente rugosa	1.5	Ligeramente alterada
N 55° W	85	35	0.4	3.8	2.5	ondulada	1.5	Ligeramente alterada
N 55° W	81	35	0.9	2.4	2.5	ondulada	1.5	Ligeramente alterada
N 53° W	86	37	0.7	4.3	2.5	ondulada	1.5	Ligeramente alterada
N 58° W	76	34	0.9	4.8	5	Ligeramente rugosa	2.3	Ligeramente alterada
N 56° W	78	35	1	3.1	5	Ligeramente rugosa	2.4	Ligeramente alterada
N 53° W	80	37	1.5	4	5	Ligeramente rugosa	2.2	Ligeramente alterada
N 65° W	82	25	1.8	3.5	5	Ligeramente rugosa	2.4	Ligeramente alterada
N 62° W	84	28	2.4	4.5	5	Ligeramente rugosa	2.3	Ligeramente alterada
N 58° W	83	32	0.6	2.9	2.5	ondulada	1.5	Ligeramente alterada
N 15° W	70	255	1.4	2.6	2.5	ondulada	1.5	Ligeramente alterada
N 20° W	68	250	0.3	2.7	2.5	ondulada	1.5	Ligeramente alterada
N 18° W	65	252	0.5	3	2.5	ondulada	1.5	Ligeramente alterada
N 17° W	62	253	0.4	4.3	2.5	ondulada	1.5	Ligeramente alterada
N 16° W	63	254	0.8	4.5	3	ondulada	2.7	Ligeramente alterada
N 18° W	64	252	0.7	3.8	3	ondulada	2.7	Ligeramente alterada
N 19° W	64	251	0.6	4	3	suave	2.7	Ligeramente alterada
N 21° W	61	249	0.3	3.9	3	Ligeramente rugosa	2.7	Ligeramente alterada
N 19° W	67	251	0.3	3	3	Ligeramente rugosa	2.7	Ligeramente alterada
N 5° W	60	265	0.2	4	3	Ligeramente rugosa	2.7	Ligeramente alterada
N 9° W	58	261	0.3	3.7	3	Ligeramente rugosa	2.7	Ligeramente alterada
N 15° W	58	255	0.5	3.5	3	Ligeramente rugosa	2.7	Ligeramente alterada
N 10° W	50	260	0.9	4	3	Ligeramente rugosa	2.7	Ligeramente alterada
N 12° W	48	258	1	3	3	Ligeramente rugosa	2.7	Ligeramente alterada

Cuadro 65. Datos estructurales Séptimo Nivel inferior.

SEPTIMO NIVEL INFERIOR								
Rumbo	Buzamiento	Dirección de Buzamiento	Separación entre Diaclasas(m)	Longitud de la Discontinuidad (m)	Abertura (mm)	Rugosidad	Relleno (mm)	Alteración
N 25° E	35	300	0.9	3.5	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 23° E	34	298	0.7	4	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 22° E	33	292	0.4	4	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 20° E	30	302	0.9	4.5	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 26° E	32	296	0.7	3.5	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 25° E	35	295	0.9	4	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 24° E	33	294	1	5	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 22° E	30	303	1.5	4.2	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 20° E	34	298	1.8	4.3	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 19° E	33	300	2.4	3.8	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 26° E	32	296	0.6	4	5	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 27° E	35	297	1.4	5	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 30° W	84	60	0.3	5	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 31° W	86	59	0.5	4.2	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 29° W	84	61	0.4	4.5	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 28° W	86	62	0.8	4	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 30° W	85	60	0.7	3.7	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 33° W	84	57	0.6	4	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 27° W	83	63	0.3	3.9	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 32° W	82	58	0.3	3.8	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 33° W	85	57	0.2	3	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 10° W	67	80	0.3	3	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 15° W	65	75	0.5	3	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 8° W	66	82	0.9	3	3	Ligeramente rugosa	2.5	Ligeramente alterada
N 13° W	68	77	1	3.5	3	ondulada	2.5	Ligeramente alterada
N 9° W	66	81	0.6	4	3	ondulada	2.5	Ligeramente alterada
N 10° W	65	80	0.6	5	3	ondulada	2.5	Ligeramente alterada
N 14° W	64	76	0.6	4	4	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 80° W	59	10	0.6	4	4	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 82° W	57	8	0.6	3.8	4	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 81° W	59	9	0.2	4.4	4	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 80° W	58	10	1	3.9	4	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 84° W	59	6	0.2	4.3	4	ondulada	3	Ligeramente alterada
N 83° W	58	7	0.2	4	4	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 81° W	59	9	0.8	3.8	4	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 85° W	58	5	0.6	3.7	4	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 70° W	56	20	0.9	3.5	4	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 69° W	60	21	0.4	3.8	4	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 68° W	58	22	0.6	4	4	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 71° W	59	19	0.8	4.1	4	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 70° W	59	20	0.9	4	4	Ligeramente rugosa	3	Ligeramente alterada
N 75° W	82	15	1	4.2	5	Ligeramente rugosa	4.5	Ligeramente alterada
N 78° W	85	12	1.5	4	5	Ligeramente rugosa	4.5	Ligeramente alterada
N 76° W	83	14	0.3	5	5	Ligeramente rugosa	4.5	Ligeramente alterada
N 75° W	83	15	0.5	4.5	5	Ligeramente rugosa	4.5	Ligeramente alterada
N 77° W	85	13	0.4	5	5	Ligeramente rugosa	4.5	Ligeramente alterada

Anexo 6. Amortización jumbo S1D.

Cuadro 66. Amortización Jumbo S1D.

periodos	inicial	interés	amortización	cuota	final
0					\$1,935,000,000.00
1	\$1,935,000,000.00	\$38,700,000.00	\$24,384,551.78	\$63,084,551.78	\$1,910,615,448.22
2	\$1,910,615,448.22	\$38,212,308.96	\$24,872,242.82	\$63,084,551.78	\$1,885,743,205.40
3	\$1,885,743,205.40	\$37,714,864.11	\$25,369,687.68	\$63,084,551.78	\$1,860,373,517.72
4	\$1,860,373,517.72	\$37,207,470.35	\$25,877,081.43	\$63,084,551.78	\$1,834,496,436.29
5	\$1,834,496,436.29	\$36,689,928.73	\$26,394,623.06	\$63,084,551.78	\$1,808,101,813.23
6	\$1,808,101,813.23	\$36,162,036.26	\$26,922,515.52	\$63,084,551.78	\$1,781,179,297.71
7	\$1,781,179,297.71	\$35,623,585.95	\$27,460,965.83	\$63,084,551.78	\$1,753,718,331.88
8	\$1,753,718,331.88	\$35,074,366.64	\$28,010,185.15	\$63,084,551.78	\$1,725,708,146.74
9	\$1,725,708,146.74	\$34,514,162.93	\$28,570,388.85	\$63,084,551.78	\$1,697,137,757.89
10	\$1,697,137,757.89	\$33,942,755.16	\$29,141,796.63	\$63,084,551.78	\$1,667,995,961.26
11	\$1,667,995,961.26	\$33,359,919.23	\$29,724,632.56	\$63,084,551.78	\$1,638,271,328.70
12	\$1,638,271,328.70	\$32,765,426.57	\$30,319,125.21	\$63,084,551.78	\$1,607,952,203.49
13	\$1,607,952,203.49	\$32,159,044.07	\$30,925,507.71	\$63,084,551.78	\$1,577,026,695.78
14	\$1,577,026,695.78	\$31,540,533.92	\$31,544,017.87	\$63,084,551.78	\$1,545,482,677.91
15	\$1,545,482,677.91	\$30,909,653.56	\$32,174,898.23	\$63,084,551.78	\$1,513,307,779.69
16	\$1,513,307,779.69	\$30,266,155.59	\$32,818,396.19	\$63,084,551.78	\$1,480,489,383.49
17	\$1,480,489,383.49	\$29,609,787.67	\$33,474,764.11	\$63,084,551.78	\$1,447,014,619.38
18	\$1,447,014,619.38	\$28,940,292.39	\$34,144,259.40	\$63,084,551.78	\$1,412,870,359.98
19	\$1,412,870,359.98	\$28,257,407.20	\$34,827,144.58	\$63,084,551.78	\$1,378,043,215.40
20	\$1,378,043,215.40	\$27,560,864.31	\$35,523,687.48	\$63,084,551.78	\$1,342,519,527.92
21	\$1,342,519,527.92	\$26,850,390.56	\$36,234,161.23	\$63,084,551.78	\$1,306,285,366.70
22	\$1,306,285,366.70	\$26,125,707.33	\$36,958,844.45	\$63,084,551.78	\$1,269,326,522.25
23	\$1,269,326,522.25	\$25,386,530.44	\$37,698,021.34	\$63,084,551.78	\$1,231,628,500.91
24	\$1,231,628,500.91	\$24,632,570.02	\$38,451,981.77	\$63,084,551.78	\$1,193,176,519.14
25	\$1,193,176,519.14	\$23,863,530.38	\$39,221,021.40	\$63,084,551.78	\$1,153,955,497.74
26	\$1,153,955,497.74	\$23,079,109.95	\$40,005,441.83	\$63,084,551.78	\$1,113,950,055.91
27	\$1,113,950,055.91	\$22,279,001.12	\$40,805,550.67	\$63,084,551.78	\$1,073,144,505.25
28	\$1,073,144,505.25	\$21,462,890.10	\$41,621,661.68	\$63,084,551.78	\$1,031,522,843.57
29	\$1,031,522,843.57	\$20,630,456.87	\$42,454,094.91	\$63,084,551.78	\$989,068,748.66
30	\$989,068,748.66	\$19,781,374.97	\$43,303,176.81	\$63,084,551.78	\$945,765,571.85
31	\$945,765,571.85	\$18,915,311.44	\$44,169,240.35	\$63,084,551.78	\$901,596,331.50
32	\$901,596,331.50	\$18,031,926.63	\$45,052,625.15	\$63,084,551.78	\$856,543,706.34
33	\$856,543,706.34	\$17,130,874.13	\$45,953,677.66	\$63,084,551.78	\$810,590,028.69
34	\$810,590,028.69	\$16,211,800.57	\$46,872,751.21	\$63,084,551.78	\$763,717,277.48
35	\$763,717,277.48	\$15,274,345.55	\$47,810,206.23	\$63,084,551.78	\$715,907,071.24
36	\$715,907,071.24	\$14,318,141.42	\$48,766,410.36	\$63,084,551.78	\$667,140,660.88
37	\$667,140,660.88	\$13,342,813.22	\$49,741,738.57	\$63,084,551.78	\$617,398,922.32
38	\$617,398,922.32	\$12,347,978.45	\$50,736,573.34	\$63,084,551.78	\$566,662,348.98
39	\$566,662,348.98	\$11,333,246.98	\$51,751,304.80	\$63,084,551.78	\$514,911,044.18
40	\$514,911,044.18	\$10,298,220.88	\$52,786,330.90	\$63,084,551.78	\$462,124,713.28
41	\$462,124,713.28	\$9,242,494.27	\$53,842,057.52	\$63,084,551.78	\$408,282,655.76
42	\$408,282,655.76	\$8,165,653.12	\$54,918,898.67	\$63,084,551.78	\$353,363,757.09
43	\$353,363,757.09	\$7,067,275.14	\$56,017,276.64	\$63,084,551.78	\$297,346,480.45
44	\$297,346,480.45	\$5,946,929.61	\$57,137,622.18	\$63,084,551.78	\$240,208,858.27
45	\$240,208,858.27	\$4,804,177.17	\$58,280,374.62	\$63,084,551.78	\$181,928,483.65
46	\$181,928,483.65	\$3,638,569.67	\$59,445,982.11	\$63,084,551.78	\$122,482,501.54
47	\$122,482,501.54	\$2,449,650.03	\$60,634,901.75	\$63,084,551.78	\$61,847,599.79
48	\$61,847,599.79	\$1,236,952.00	\$61,847,599.79	\$63,084,551.78	\$0.00